Instituto Tecnológico
GeoMinero de España

MANUAL DE PERFORACION Y VOLADURA DE ROCAS

SERIE: Tecnología y Seguridad Minera

PARTE I. PERFORACION

CAPITULO 1. METODOS DE PERFORACION DE ROCAS 15

1. Introducción 15

2. Tipología de los trabajos de perforación en el arranque con explosivos 15

3. Campos de aplicación de los diferentes métodos de perforación 16

4. Clasificación de las rocas y propiedades físicas principales 18

4.1. Clasificación de las rocas por su origen 18

4.1.1. Rocas ígneas 18

4.1.2. Rocas metamórficas 18

4.1.3. Rocas sedimentarias 18

4.2. Propiedades de las rocas que afectan a la perforación 19

4.2.1. Dureza 19

4.2.2. Resistencia 19

4.2.3. Elasticidad 20

4.2.4. Plasticidad 20

4.2.5. Abrasividad 20

4.2.6. Textura 21

4.2.7. Estructura 21

Bibliografía 23

CAPITULO 2. PERFORACION ROTOPERCUTIVA 25

1. Introducción 25

2. Fundamentos de la perforación rotopercutiva 25

2.1. Percusión 26

2.2. Rotación 27

2.3. Empuje 27

2.4. Barrido 27

3. Perforación con martillo en cabeza 28

3.1. Perforadoras neumáticas 28

3.2. Perforadoras hidráulicas 31

4. Perforación con martillo en fondo 33

5. Sistemas de avance 36

5.1. Empujadores 36

5.2. Deslizaderas de cadena 36

5.3. Deslizaderas de tornillo 37

5.4. Deslizaderas de cable 37

5.5. Deslizaderas hidráulicas 37

6. Sistemas de montaje 38

6.1. Sistemas de montaje para aplicaciones subterráneas 38

6.2. Sistemas de montaje para aplicaciones a cielo abierto 43

6.3. Perforadoras manuales 47

7. Captadores de polvo 47

8. Inclinómetros 49

9. Velocidad de penetración 49

9.1. Extrapolación de datos reales 49

9.2. Fórmulas empíricas 49

9.3. Ensayos de laboratorio 50

10. Velocidad media de perforación 53

11. Cálculo del coste de perforación 54

11.1. Amortización 54

11.2. Intereses, Seguros e Impuestos 55

11.3. Mantenimiento y reparaciones 55

11.4. Mano de obra 55

11.5. Combustible o energía 55

11.6. Aceites, grasas y filtros 56

11.7. Bocas, varillas, manguitos y adaptadores 56

Bibliografía 56

CAPITULO 3. ACCESORIOS DE PERFORACION ROTOPERCUTIVA 57

1. Introducción 57

2. Tipos de roscas 58

3. Adaptadores 59

4. Varillaje 60

5. Manguitos 63

6. Bocas 63

7. Cálculo de necesidades de accesorios de perforación 65

8. Cuidado y mantenimiento de bocas 68

9. Cuidado y mantenimiento del varillaje 70

10. Guía para la identificación de las causas de rotura de los accesorios de perforación 70

Bibliografía 72

CAPITULO 4. PERFORACION ROTATIVA CON TRICONOS 73

1. Introducción 73

2. Montaje y sistemas de propulsión 74

3. Fuentes de energía 74

4. Sistemas de rotación 75

5. Sistemas de empuje y elevación 75

6. Mástil y cambiador de barras 76

7. **Cabina de mando** 77
8. **Sistema de evacuación de los detritus** 77
9. **Sarta de perforación** 78
   9.1. Acoplamiento de rotación 79
   9.2. Barra 79
   9.3. Estabilizador 79
   9.4. Perforación en una pasada (Single Pass) 79
   9.5. Amortiguador de impactos y vibraciones 79
   9.6. Ensanchadores de barrenos 80
10. **Elementos auxiliares** 81
   10.1. Eliminación del polvo 81
   10.2. Nivelación 81
   10.3. Estabilidad 81
   10.4. Capacidad para remontar pendientes 82
   10.5. Inyección de aceite o grasa 82
11. **Práctica operativa. Variables de perforación** 82
   11.1. Empuje sobre la boca 82
   11.2. Velocidad de rotación 83
   11.3. Desgaste de la boca 84
   11.4. Diámetro de perforación 84
   11.5. Caudal de aire 84
   11.6. Criterios de selección de perforadoras 84
12. **Velocidad de penetración** 86
   12.1. Ensayos sobre muestras 86
   12.2. Fórmulas empíricas de estimación de la velocidad de penetración 87
   12.3. Velocidad media de perforación 88
13. **Cálculo del coste de perforación** 89
   13.1. Amortización 89
   13.2. Intereses, seguros e impuestos 89
   13.3. Mantenimiento 89
   13.4. Mano de obra 89
   13.5. Energía 89
   13.6. Aceites y grasas 89
   13.7. Velocidad media 89
   13.8. Boca, estabilizador y barra 89
   13.9. Ejemplo de aplicación 90

Bibliografía 90

CAPITULO 5. TRICONOS 91

1. **Triconos** 91
2. **Elementos constitutivos y criterios de diseño** 92
   2.1. Conos 92
      2.1.1. Angulo del eje del cono 92
      2.1.2. Descentramiento 92
      2.1.3. Angulo del cono 92
      2.1.4. Longitud de los dientes 93
      2.1.5. Espesor del cono 93
   2.2. Rodamientos 93
   2.3. Cuerpo del tricono 93
3. **Metalurgia de los materiales del tricono** 94
4. **Tipos de triconos** 94
5. **Selección del tipo del tricono** 95
   5.1. Triconos de dientes 95
   5.2. Triconos de insertos 96
6. **Efectos de los parámetros de operación sobre los triconos** 96
   6.1. Efectos del peso sobre los cojinetes 96
   6.2. Efecto del peso sobre los elementos de corte 96
   6.3. Efecto de la velocidad de rotación sobre la vida de los cojinetes 96
   6.4. Efecto de la velocidad de rotación sobre los elementos de corte 96
7. **Selección de toberas** 98
8. **Evaluación de los triconos gastados** 98
9. **Ejemplo de selección de un tricono** 100
10. **Código IADC (International Association of Drilling Contractors)** 101

Bibliografía 101

CAPITULO 6. PERFORACION ROTATIVA POR CORTE 103

1. **Introducción** 103
2. **Fundamento de la perforación por corte** 103
3. **Evacuación del detrito** 106
4. **Utiles de Corte** 106

Bibliografía 109

CAPITULO 7. METODOS DE PERFORACION Y SISTEMAS DE MONTAJE ESPECIALES 111

1. **Introducción** 111
2. **Perforación a través de recubrimiento** 111
   2.1. Método OD 111
   2.2. Método ODEX (Overburden Drilling with the Eccentric) 112
3. **Perforación de pozos** 114
4. **Perforación de chimeneas** 114
   4.1. Plataforma trepadora Alimak 114
   4.2. Jaula Jora 116
   4.3. Método Raise Boring 116
5. **Perforación térmica (Jet Piercing)** 117
   5.1. Proceso de perforación térmica 118
   5.2. Aplicaciones 119
6. **Perforación con chorro de agua** 119
7. **Perforación de rocas ornamentales** 120

Bibliografía 121

CAPITULO 8. COMPRESORES 123

1. **Introducción** 123
2. **Tipos de compresores** 123
   2.1. Compresores de pistón 123
   2.2. Compresores de tornillo 123
   2.3. Compresor de paletas 125
3. **Accionamiento** 125
4. **Elementos auxiliares** 125
   4.1. Filtros de aspiración 125
   4.2. Separadores de agua 125
   4.3. Depósito de aire 126
   4.4. Engrasadores 126
   4.5. Elevadores de presión 126
   4.6. Mangueras flexibles 126
5. **Cálculo de las caídas de presión** 127

Bibliografía 129

PARTE II. EXPLOSIVOS Y ACCESORIOS

CAPITULO 9. TERMOQUIMICA DE LOS EXPLOSIVOS Y PROCESO DE DETONACION 131

1. **Introducción** 131
2. **Deflagración y detonación** 131
3. **Proceso de detonación de un explosivo** 132
4. **Termoquímica de los explosivos** 133
5. **Calor de explosión** 134
6. **Balance de oxígeno** 134
7. **Volumen de explosión** 135
8. **Energía mínima disponible** 136
9. **Temperatura de la explosión** 136
10. **Presión de explosión** 137

Bibliografía 137

CAPITULO 10. PROPIEDADES DE LOS EXPLOSIVOS 139

1. **Introducción** 139
2. **Potencia y energía** 139
   2.1. Método Traulz 139

2.2. Mortero Balístico 139
2.3. Método de la Potencia Sísmica 140
2.4. Método de Cráter 140
2.5. Método del Aplastamiento de un Cilindro 140
2.6. Método de la Placa 140
2.7. Medida de Energía Bajo el Agua 141
2.8. Fórmulas Empíricas 141
3. Velocidad de detonación 142
3.1. Método D'Autriche 142
3.2. Kodewimetro 142
3.3. Cronógrafo 142
4. Densidad 143
5. Presión de detonación 143
6. Estabilidad 144
7. Resistencia al agua 144
8. Sensibilidad 144
8.1. Sensibilidad a la iniciación 144
8.2. Sensibilidad al choque y a la fricción 144
8.3. Sensibilidad al calor 145
8.4. Diámetro crítico 145
9. Transmisión de la detonación 145
10. Desensibilización 145
10.1. Desensibilización por cordón detonante 146
10.2. Desensibilización por efecto canal 146
10.3. Presión ejercida por cargas adyacentes 146
11. Resistencias a las bajas temperaturas 146
12. Humos 146
Bibliografía 147

CAPITULO 11. EXPLOSIVOS INDUSTRIALES 149
1. Introducción 149
2. Agentes explosivos secos 149
2.1. Nitrato Amónico 149
2.2. ANFO 150
2.3. ALANFO 153
3. Hidrogeles 153
4. Emulsiones 155
5. ANFO pesado 157
6. Explosivos gelatinosos 159
7. Explosivos pulverulentos 160
8. Explosivos de seguridad 160
9. Pólvoras 160
10. Explosivos de dos componentes 161
11. Explosivos comercializados en España 161
Bibliografía 161

CAPITULO 12. CRITERIOS DE SELECCION DE EXPLOSIVOS 165
1. Introducción 165
2. Precio del explosivo 165
3. Diámetro de carga 166
4. Características de la roca 167
4.1. Rocas masivas resistentes 167
4.2. Rocas muy fisuradas 167
4.3. Rocas conformadas en bloques 167
4.4. Rocas porosas 167
5. Volumen de roca a volar 167
6. Condiciones atmosféricas 167
7. Presencia de agua 168
8. Problemas de entorno 168
9. Humos 168
10. Condiciones de seguridad 169
11. Atmósferas explosivas 169
12. Problemas de suministro 169
Bibliografía 169

CAPITULO 13. ACCESORIOS DE VOLADURA 171
1. Introducción 171
2. Sistemas no eléctricos de iniciación 171
2.1. Detonadores iniciados por cordones detonantes de muy bajo gramaje 171
2.2. Detonadores Nonel o sistemas de tubo de choque 171
2.3. Detonadores Hercudet 172
2.4. Multiplicadores temporizados 173
2.5. Relés de microrretardo en superficie y en barreno 174
2.6. Detonadores ordinarios y mecha lenta 174
2.7. Cordones detonantes 175
3. Sistemas eléctricos de iniciación 176
3.1. Detonadores eléctricos convencionales 176
3.2. Detonadores eléctricos Magnadet. Multiplicadores Magna 178
3.3. Detonadores temporizados electrónicos 179
4. Fuentes de energía 180
4.1. Explosores convencionales 180
4.2. Iniciación por corriente alterna 181
4.3. Explosores secuenciales 181
5. Otros accesorios 182
5.1. Conectadores 182
5.2. Tubos omega y enchufables 184
5.3. Elementos centralizadores y de retención 184
5.4. Tapones para el retacado de barrenos 184
5.5. Tapones de señalización de barrenos 185
5.6. Embudos 185
5.7. Atacadores 185
5.8. Equipos de retacado 185
5.9. Instrumentos de medida de la dimensión de la piedra 186
5.10. Sistema de predicción de tormentas 186
Bibliografía 187

CAPITULO 14. SISTEMAS DE INICIACION Y CEBADO 189
1. Introducción 189
2. Iniciación del ANFO a granel 189
2.1. Iniciación con cargas puntuales 189
2.2. Clases de iniciadores 190
2.3. Iniciación por cordón detonante 191
2.4. Iniciación con multiplicador y cordón detonante 191
3. Iniciación del ANFO encartuchado 192
4. Iniciación de hidrogeles vertibles o bombeables 192
5. Iniciación de cartuchos de hidrogeles y emulsiones 193
6. Localización de los iniciadores 193
6.1. Cebado en fondo 193
6.2. Cebado en cabeza 195
6.3. Cebado múltiple 195
6.4. Cebado axial 195
7. Cebado de cartuchos de explosivos convencionales 196
Bibliografía 196

CAPITULO 15. SISTEMAS MECANIZADOS DE CARGA Y DESAGÜE DE BARRENOS 197
1. Introducción 197
2. Sistemas mecanizados de carga de barrenos 197
2.1. Explosivos encartuchados 197
2.2. Explosivos tipo ANFO 198
2.3. Explosivos del tipo hidrogeles y emulsiones 202
3. Sistemas de desagüe 206
Bibliografía 208

PARTE III. VOLADURAS

CAPITULO 16. MECANISMOS DE ROTURA DE LA ROCA 209

1. Introducción 209

2. Mecanismos de rotura de roca 209

2.1. Trituración de la roca 209
2.2. Agrietamiento radial 210
2.3. Reflexión de la onda de choque 210
2.4. Extensión y apertura de las grietas radiales 211
2.5. Fracturación por liberación de carga 211
2.6. Fracturación por cizallamiento 211
2.7. Rotura por flexión 211
2.8. Rotura por colisión 211

3. Transmisión de la onda de choque en un medio rocoso 212

4. Rendimiento energético de las voladuras 213

Bibliografía 216

CAPITULO 17. PROPIEDADES DE LAS ROCAS Y LOS MACIZOS ROCOSOS Y SU INFLUENCIA EN LOS RESULTADOS DE LAS VOLADURAS 217

1. Introducción 217

2. Propiedades de las rocas 217

2.1. Densidad 217
2.2. Resistencias dinámicas de las rocas 217
2.3. Porosidad 217
2.4. Fricción interna 218
2.5. Conductividad 219
2.6. La composición de la roca y las explosiones secundarias de polvo 219

3. Propiedades de los macizos rocosos 219

3.1. Litología 219
3.2. Fracturas preexistentes 220
3.3. Tensiones de campo 224
3.4. Presencia de agua 224
3.5. Temperatura del macizo rocoso 225

Bibliografía 225

CAPITULO 18. CARACTERIZACION DE LOS MACIZOS ROCOSOS PARA EL DISEÑO DE LAS VOLADURAS 227

1. Introducción 227

2. Realización de sondeos con recuperación de testigo y ensayos geomecánicos 227

3. Características de los sistemas de discontinuidades 228

4. Sísmica de refracción 231

5. Técnicas geofísicas de sondeos de investigación 232

6. Testificación de los barrenos de producción ... 232

7. Caracterización del macizo rocoso durante la perforación de barrenos 232

7.1. Yacimientos de carbón 234
7.2. Yacimientos metálicos 234

8. Intentos de correlación de índices de perforación con los parámetros de diseño de las voladuras 236

8.1. Praillet 236
8.2. Indice R. Q. I. 236
8.3. Indice de perforación Ip 237

9. Sistema de gestión de datos de perforación en tiempo real 240

Bibliografía 241

CAPITULO 19. VARIABLES CONTROLABLES DE LAS VOLADURAS 243

1. Introducción 243

2. Diámetro de los barrenos 244

3. Altura de banco 245

4. Inclinación de los barrenos 246

5. Retacado 247

6. Sobreperforación 247

7. Piedra y espaciamiento 248

8. Esquemas de perforación 249

9. Geometría del frente libre 250

10. Tamaño y forma de la voladura 250

11. Volumen de expansión disponible 252

12. Configuración de las cargas 252

13. Desacoplamiento de las cargas 252

14. Explosivos 253

15. Distribución de los explosivos en los barrenos 253

16. Consumos específicos de explosivos 254

17. Iniciación y cebado de cargas 255

18. Tiempos de retardo y secuencias de encendido 255

19. Influencia del equipo de carga en el diseño de las voladuras 255

20. Perforación específica 256

21. Desviación de los barrenos 256

21.1. Control de la desviación de los barrenos ... 257

Bibliografía 258

CAPITULO 20. VOLADURAS EN BANCO 259

1. Introducción 259

2. Voladuras en banco de pequeño diámetro 260

2.1. Diámetros de perforación 260
2.2. Altura de banco 260
2.3. Esquemas de perforación, sobreperforación y retacado 260
2.4. Inclinación de los barrenos 260
2.5. Distribución de cargas 261
2.6. Ejemplo de aplicación 261

3. Voladuras de gran diámetro 262

3.1. Diámetros de perforación 262
3.2. Altura de banco 262
3.3. Retacado 262
3.4. Sobreperforación 263
3.5. Inclinación 263
3.6. Esquemas de perforación 263
3.7. Distribución de carga 264
3.8. Ejemplo de aplicación 264

4. Voladuras en banco con barrenos horizontales 264

5. Voladuras para producción de escollera 265

6. Voladuras de máximo desplazamiento 266

6.1. Variables de diseño de las voladuras 266

6.1.1. Diámetro de perforación 266
6.1.2. Inclinación 266
6.1.3. Esquemas 267
6.1.4. Piedra y espaciamiento 267
6.1.5. Sobreperforación 269
6.1.6. Retacado 269
6.1.7. Forma de la voladura 269
6.1.8. Altura de banco 269
6.1.9. Relación altura de banco/anchura de hueco 269
6.1.10. Tiempos de retardo y secuencias de encendido 269
6.1.11. Tipo de explosivo 270
6.1.12. Cebado 271
6.1.13. Consumo específico o factor de energía 271

6.2. Método de diseño de D'Appolonia Consulting Engineer 271

Apéndice I. Fórmulas de cálculo de esquemas de voladuras en banco 274
1. Andersen (1952) 276
2. Fraenkel (1952) 276
3. Pearse (1955) 276
4. Hino (1959) 276
5. Allsman (1960) 276
6. Ash (1963) 277
7. Langefors (1963) 277
8. Hansen (1967) 277
9. Ucar (1972) 277
10. Konya (1972) 278
11. Földesi (1980) 278
12. Praillet (1980) 278
13. López Jimeno E. (1980) 279
14. Konya (1983) 279
15. Berta (1985) 279
16. Bruce Carr (1985) 279
17. Olofsson (1990) 280
18. Rustan (1990) 280
Bibliografía 281

CAPITULO 21. VOLADURAS EN OTROS TRABAJOS A CIELO ABIERTO 283
1. Introducción 283
2. Excavación de carreteras y autopistas 283
2.1. Diámetros de perforación 283
2.2. Longitudes de perforación 284
2.3. Distribución de carga y retacado 284
2.4. Esquemas de perforación 284
2.5. Secuencias de encendido 286
3. Voladuras de zanjas 287
3.1. Diámetros de perforación 288
3.2. Esquemas de perforación 288
3.3. Sobreperforación, retacado e inclinación 288
3.4. Distribución de cargas y tipos de explosivos 288
3.5. Secuencias de encendido 289
3.6. Control de alteraciones 290
4. Voladuras en rampas 290
5. Voladuras para nivelaciones 292
5.1. Diámetros de perforación 292
5.2. Longitud de perforación 292
5.3. Distribución de cargas y retacado 292
5.4. Esquemas de perforación 292
5.5. Secuencias de encendido 293
5.6. Voladuras con barrenos horizontales 293
6. Voladuras para cimentaciones 294
6.1. Diámetros y longitudes de perforación 294
6.2. Distribución de cargas y retacado 294
6.3. Esquemas de perforación 295
6.4. Secuencias de encendido 295
7. Minivoladuras 295
7.1. Zanjas para cables 296
7.2. Zanjas para tuberías 296
7.3. Hoyos para postes y vigas 296
8. Prevoladuras 297
9. Voladuras Coyote 298
10. Voladuras de consolidación de terrenos sueltos no cohesivos 299
10.1. Mecanismos presentes en las voladuras de consolidación 299
10.2. Diseños de voladuras de consolidación 300
10.2.1. Procedimiento de perforación y carga de los barrenos 300
10.2.2. Dimensionado de las cargas de explosivo 301
10.2.3. Tipos de explosivos 301
10.2.4. Tiempos de retardo 302
10.2.5. Iniciación de las voladuras 302
10.2.6. Control de las vibraciones 302
10.2.7. Asentamientos asociados a la consolidación 302
11. Voladuras aplicadas a la restauración de terrenos. Voladuras geoecológicas 302
11.1. Modelado de los huecos finales de excavación 303
11.2. Modelado de escombreras y tratamiento de superficies 304
Bibliografía 305

CAPITULO 22. VOLADURAS DE TUNELES Y GALERIAS 307
1. Introducción 307
2. Sistemas de avance 307
3. Esquemas de voladura en túneles 309
4. Tipos de cueles y cálculo de voladuras 309
4.1. Cueles cilíndricos 309
4.2. Cueles quemados 317
4.3. Cueles en cráter 318
4.4. Cueles en ángulo 318
4.5. Galerías con capas de carbón 320
4.6. Galerías en minas de sales 320
5. Optimización del diámetro de los barrenos 322
6. Equipos para el replanteo de esquemas de perforación 323
Bibliografía 324

CAPITULO 23. VOLADURAS EN POZOS Y CHIMENEAS 325
1. Introducción 325
2. Voladuras en pozos 325
2.1. Método de banqueo 325
2.2. Método de espiral 325
2.3. Método de sección completa 326
3. Voladuras en chimeneas 328
3.1. Métodos con perforación ascendente 328
3.2. Métodos con perforación descendente 329
Bibliografía 332

CAPITULO 24. VOLADURAS SUBTERRANEAS DE PRODUCCION EN MINERIA Y OBRA PUBLICA 333
1. Introducción 333
2. Método de cráteres invertidos 333
2.1. Voladuras en cráter 333
2.2. Método de explotación con cráteres invertidos «VCR» 337
2.3. Ventajas e inconvenientes del método «VCR» 338
3. Método de Barrenos Largos 338
3.1. Método de explotación por Barrenos Largos «LBH» 338
3.2. Voladuras en el método por Barrenos Largos «LBH» 339
3.3. Ventajas e inconvenientes del método de Barrenos Largos «LBH» 341
4. Subniveles con barrenos en abanico 341
5. Método de cámaras y pilares 344
6. Método de corte y relleno 345
7. Cámaras subterráneas en proyectos de obra pública 346
7.1. Cámaras pequeñas 346
7.2. Grandes cámaras 346
Bibliografía 348

CAPITULO 25. VOLADURAS DE CONTORNO 351
1. Introducción 351
2. Mecanismos responsables de la sobreexcavación 352
2.1. Rotura por sobretrituración y agrietamiento 352
2.2. Rotura por descostramiento 352
2.3. Apertura de las grietas por acción de los gases 352
3. Teoría de la voladura de contorno 353
4. Tipos de voladuras de contorno 353
4.1. Voladuras de precorte 353
4.2. Voladuras de recorte 353
4.3. Voladuras amortiguadas 354
4.4. Perforación en línea 354
5. Parámetros que intervienen en una voladura de contorno 354
5.1. Propiedades de las rocas y de los macizos rocosos 351
5.2. Propiedades del explosivo 356
5.3. Explosivos utilizados en voladuras de contorno 356
5.4. Precisión de la perforación 358
5.5. Geometría de la voladura y secuencia de iniciación 359
5.6. La voladura de destroza y la protección de la voladura de precorte 362
6. Tendencias en el campo de las voladuras de contorno 364
6.1. Precorte con espaciamiento de aire 364
6.1.1. Criterios de diseño 364
6.1.2. Otras aplicaciones 365
6.1.3. Comparación de costes de las técnicas de precorte 366
6.2. Otras tendencias 366
7. Evaluación de resultados 367
8. Ejemplo de aplicación 368
9. Extracción de bloques de rocas ornamentales con voladuras de contorno 368
9.1. Variables de diseño 369
9.2. Consideraciones prácticas sobre el uso de explosivos 371
9.3. Optimización del diseño de voladuras de corte 372
9.4. Ejemplo de cálculo 372
Bibliografía 372

CAPITULO 26. VOLADURAS SUBACUATICAS 375
1. Introducción 375
2. Métodos de ejecución 375
3. Cálculo de cargas y esquemas de perforación 377
4. Carga de los barrenos y sistemas de cebado... 379
5. Tipos de explosivos 379
6. Efectos ambientales asociados a las voladuras subacuáticas 380
7. Método de cargas huecas 383
8. Voladuras de túneles subacuáticos 384
Bibliografía 385

CAPITULO 27. SECUENCIAS DE ENCENDIDO Y TIEMPOS DE RETARDO 387
1. Introducción 387
2. Secuencias de voladuras en banco con una fila 387
3. Secuencias de voladuras en banco con filas múltiples 388
3.1. Voladuras con un frente libre 389
3.2. Voladura con dos frentes 390
4. Secuencias de voladuras en banco en excavación de cámaras subterráneas 391
5. Tiempos de retardo 391
5.1. Influencia del tiempo de retardo en la fragmentación y desplazamiento 392
5.2. Influencia del tiempo de retardo en las proyecciones y sobreexcavación 395
6. Voladuras subterráneas en túneles y galerías . 395
Bibliografía 396

CAPITULO 28. EVALUACION DE LOS RESULTADOS DE LA VOLADURA 397
1. Introducción 397
2. Fragmentación y esponjamiento de la pila de escombro 397
2.1. Análisis cualitativo visual 397
2.2. Método fotográfico 398
2.3. Método fotogramétrico 398
2.4. Fotografía ultrarrápida 398
2.5. Procesamiento digital de imágenes 400
2.6. Estudio de la producción del equipo de carga 400
2.7. Volumen de material que requiere fragmentación secundaria 400
2.8. Producción e interrupciones de la trituradora primaria 401
2.9. Cribado parcial 401
3. Geometría de la pila, altura y desplazamiento.. 401
4. Estado físico del macizo residual 401
4.1. Perfiles de la excavación 401
5. Análisis del piso del banco 402
6. Presencia de bolos en la pila de material 402
7. Vibraciones y onda aérea 405
8. Perfiles de las excavaciones subterráneas 405
9. Resumen 405
Bibliografía 405

CAPITULO 29. FRAGMENTACION SECUNDARIA Y VOLADURAS ESPECIALES 407
1. Introducción 407
2. Taqueo con explosivos 407
2.1. Con perforación de barrenos 407
2.2. Con cargas superficiales 407
2.3. Con minivoladuras 408
2.4. Con cargas conformadas direccionales 408
3. Taqueo con medios mecánicos y métodos especiales 409
3.1. Martillos hidráulicos 409
3.2. Agua a presión 409
3.3. Cuñas 409
3.4. Cementos expansivos 410
3.5. Bola dinámica 410
3.6. Fragmentación eléctrica con voladuras plasma 411
3.7. Otros métodos de taqueo 411
4. Voladuras especiales 412
4.1. Voladuras de zanjas en tierra 412
4.2. Voladuras de tocones 412
4.3. Voladura de capas de hielo 413
Bibliografía 414

CAPITULO 30. PLANIFICACION DE LOS TRABAJOS DE PERFORACION Y VOLADURA 415
1. Introducción 415
2. Factores que influyen en la planificación de la perforación y voladura 415
2.1. Volumen a excavar. Ritmos de producción 416

2.2. Equipo de carga. Altura de banco 416
2.3. Geometría de la excavación. Situación geográfica 416
2.4. Propiedades geomecánicas y estructurales de las rocas 416
2.5. Granulometría exigida 416
2.6. Limitaciones ambientales 417
2.7. Coste global de perforación y voladura 418
3. Planificación de las etapas de excavación 418
Bibliografía 422

CAPITULO 31. DEMOLICIONES DE ESTRUCTURAS Y EDIFICIOS 423
1. Introducción 423
2. Diámetros de perforación y tipos de explosivos 423
3. Demolición de elementos estructurales 424
3.1. Cimentaciones 424
3.2. Muros 424
3.3. Pilares 426
3.4. Losas 427
3.5. Cubiertas 428
3.6. Vigas 428
4. Demolición de estructuras 428
4.1. Chimeneas 429
4.2. Torres 431
4.3. Puentes 432
5. Demolición de edificios 433
5.1. Edificios de mampostería 433
5.2. Edificios de hormigón armado 434
5.3. Edificios mixtos 435
6. Demolición de estructuras metálicas 435
7. Corte de árboles con explosivos 436
8. Cargas huecas 437
8.1. Parámetros de diseño 437
8.1.1. Angulo de revestimiento 437
8.1.2. Relación entre longitud y diámetro de carga 437
8.1.3. Standoff 437
8.1.4. Naturaleza del explosivo 438
8.1.5. Iniciación del explosivo 438
8.1.6. Metal de recubrimiento 438
8.2. Aplicaciones de las cargas huecas 438
Bibliografía 439

CAPITULO 32. OPTIMIZACION ECONOMICA DEL ARRANQUE CON PERFORACION Y VOLADURA 441
1. Introducción 441
2. Economía del binomio de perforación y voladuras 441
3. Modelo de optimización determinista 443
3.1. Costes de carga 444
3.2. Costes de transporte 444
4. Predicción de la fragmentación 445
4.1. Fórmula de Larsson 445
4.2. Fórmula de la SVEDEFO (Swedish Detonic Research Foundation) 446
4.3. Modelo KUZ-RAM 446
4.4. Fórmula de DINIS DA GAMA (1970) 448
4.5. Abaco de Gustafsson 448
4.6. Modelo informatizado bidimensional 448
5. Modelo de optimización probabilístico 450
6. Nuevo método de optimización 451
Bibliografía 451

PARTE IV. CONTROL DE LATERACIONES Y MEDIDAS DE SEGURIDAD

CAPITULO 33. LAS VIBRACIONES TERRESTRES, LA ONDA AEREA Y SU CONTROL 453
1. Introducción 453
2. Variables que afectan a las características de las vibraciones 454
2.1. Geología local y características de las rocas 454
2.2. Peso de la carga operante 454
2.3. Distancia al punto de la voladura 455
2.4. Consumo específico de explosivo 455
2.5. Tipos de explosivos 456
2.6. Tiempos de retardo 456
2.7. Variables geométricas de las voladuras 457
3. Características de las vibraciones terrestres 458
3.1. Tipos de ondas sísmicas generadas 458
3.2. Parámetros de las ondas 459
3.3. Atenuación geométrica 460
3.4. Amortiguación inelástica 460
3.5. Interacción de las ondas elásticas 460
4. Características de la onda aérea 460
5. Instrumentación de registro y análisis de vibraciones y onda aérea 461
5.1. Equipos de registro y análisis 461
6. Estimadores de leyes de propagación de vibraciones terrestres y aéreas 464
6.1. Estimadores de vibraciones terrestres 465
6.2. Predicción teórica de las vibraciones terrestres 467
6.3. Estimadores de onda aérea 468
7. Estudios vibrográficos y de onda aérea 469
7.1. Planteamiento de las campañas vibrográficas 469
7.2. Inspecciones previas a las voladuras 417
8. Criterios de prevención de daños en edificios 473
8.1. Respuesta de las estructuras edificadas 473
8.2. Criterios de prevención de daños para vibraciones 474
8.3. Criterios de prevención de daños por onda aérea 481
9. Efecto de las vibraciones y onda aérea sobre las personas 483
10. Efecto de las vibraciones sobre los macizos rocosos 483
11. Efecto de las vibraciones sobre el hormigón durante el período de fraguado 486
12. Recomendaciones para reducir los niveles de vibración del terreno y onda aérea 487
12.1. Reducción de las vibraciones con detonadores de precisión 489
Bibliografía 491

CAPITULO 34. LAS PROYECCIONES Y SU CONTROL 493
1. Introducción 493
2. Modelos de alcance de las proyecciones 494
2.1. Modelo sueco 494
2.2. Modelo americano 494
3. Protecciones 495
3.1. Voladuras en zanjas y excavación de solares 496
3.2. Taqueos 497
3.3. Demoliciones 497
3.4. Puestos de disparo de las pegas 497

4. Recomendaciones para la ejecución de las voladuras en banco 497
Bibliografía 498
CAPITULO 35. MEDIDAS DE SEGURIDAD EN LOS TRABAJOS DE PERFORACION Y VOLADURAS 499
1. Introducción 499
2. Perforación de barrenos 499
2.1. Medidas generales de seguridad en la perforación de barrenos 499
2.2. Medidas de seguridad previas al arranque 500
2.3. Medidas de seguridad en el arranque 500
2.4. Medidas de seguridad después del arranque 500
2.5. Medidas de seguridad en los desplazamientos a cielo abierto 500
2.6. Medidas de seguridad en labores de interior 501
2.7. Medidas de seguridad durante la perforación 501
2.8. Medidas de seguridad al finalizar la perforación 503
2.9. Medidas de seguridad en el mantenimiento y servicio 503
3. Voladuras 504
3.1. Medidas al almacenar explosivos 504
3.2. Medidas al transportar explosivos dentro de las explotaciones 505
3.3. Medidas en el área de la voladura 506
3.4. Medidas al preparar el cebo 506
3.5. Medidas durante la carga de los barrenos . 506
3.6. Medidas en el retacado 507
3.7. Medidas al hacer voladuras eléctricas 508
3.8. Medias al disparar con mecha 509
3.9. Medidas antes y después del disparo 509
3.10. Medidas con barrenos fallidos 510
3.11. Medidas al taquear bolos 510
3.12. Medidas al deshacerse de explosivos 510
Bibliografía 511
ANEXOS 513
Anexo 1. Simbología 514
Anexo 2. Glosario de términos 518
Anexo 3. Diccionario inglés-español 522
Anexo 4. Diccionario español-inglés 525
Anexo 5. Unidades fundamentales y derivadas del sistema internacional 528
Anexo 6. Múltiplos y submúltiplos de las unidades S. I. 528
Anexo 7. Conversión de unidades de medida 529
Anexo 8. Parte de Voladura 531
Anexo 9. Concentraciones lineales de carga para explosivos de diferentes densidades y barrenos de distinto diámetro 532
Anexo 10. Densidades aproximadas de distintos materiales rocosos 533
Anexo 11. Velocidades sísmicas de diferentes tipos de roca 534
Anexo 12. Perforadoras rotopercutivas con martillos en cabeza 535
Anexo 13. Perforadoras rotopercutivas con martillos en fondo 538
Anexo 14. Perforadoras rotativas de pequeño diámetro 539
Anexo 15. Perforadoras rotativas de gran diámetro 540
Anexo 16. Triconos 541

Capítulo 1

METODOS DE PERFORACION DE ROCAS

1. INTRODUCCION

La perforación de las rocas dentro del campo de las voladuras es la primera operación que se realiza y tiene como finalidad abrir unos huecos, con la distribución y geometría adecuada dentro de los macizos, donde alojar a las cargas de explosivo y sus accesorios iniciadores.

Los sistemas de penetración de la roca que han sido desarrollados y clasificados por orden de aplicación son:

A —**Mecánicos**	• Percusión • Rotación • Rotopercusión
B —Térmicos	• Soplete o lanza térmica • Plasma • Fluido caliente • Congelación
C —**Hidráulicos**	• Chorro de agua • Erosión • Cavitación
D —**Sónicos**	• Vibración de alta frecuencia
E —**Químicos**	• Microvoladura • Disolución
F —Eléctricos	• Arco eléctrico • Inducción magnética
G—**Sismicos**	• Rayo Láser
H —**Nucleares**	• Fusión • Fisión

A pesar de la enorme variedad de sistemas posibles de penetración de la roca, en minería y obra pública la perforación se realiza actualmente, de una forma casi general, utilizando la energía mecánica. Por este motivo, en el presente manual se tratarán exclusivamente los métodos mecánicos, pasando revista a los fundamentos, útiles y equipos de perforación de cada uno de ellos.

Los componentes principales de un sistema de perforación de este tipo son: la perforadora que es la fuente de energía mecánica, el varillaje que es el medio de transmisión de esa energía, la boca que es el útil que ejerce sobre la roca dicha energía y el fluido de barrido que efectúa la limpieza y evacuación del detrito producido.

2. TIPOLOGIA DE LOS TRABAJOS DE PERFORACION EN EL ARRANQUE CON EXPLOSIVOS

Dentro de la amplia variedad de los trabajos de excavación con explosivos, se han desarrollado un gran número de máquinas que dan lugar a dos procedimientos de perforación:

A. **Pertoración manual.** Se lleva a cabo con equipos ligeros manejados a mano por los perforistas. Se utiliza en trabajos de pequeña envergadura donde por las dimensiones no es posible utilizar otras máquinas o no está justificado económicamente su empleo.

B. **Perforación mecanizada.** Los equipos de perforación van montados sobre unas estructuras, de tipo mecano, con las que el operador consigue controlar todos los parámetros de la perforación desde unas posiciones cómodas. Estas estructuras o chasis pueden ir montadas sobre neumáticos u orugas y ser automotrices o remolcables.

Por otro lado, los tipos de trabajo, tanto en obras de superficie como subterráneas, pueden clasificarse en los siguientes grupos:

A. **Perforación de banqueo.** Es el mejor método para lavoladuraderocasyaquesedisponedeunfrente libre para la salida y proyección del material y permite una sistematización de las labores.

Se utiliza tanto en proyectos de cielo abierto e interior con barrenos verticales, generalmente, y también horizontales, en algunos casos poco frecuentes.

B. **Perforación de avance de galerías y túneles.** Se necesita abrir un hueco inicial o cuele hacia el que sale el resto de la roca fragmentada por las demás cargas. La perforación de los barrenos se puede llevar a cabo manualmente, pero la tendencia es hacia la mecanización total con el empleo de jumbos de uno o varios brazos.

C. **Perforación de producción.** Este término se utiliza en las explotaciones mineras, fundamentalmente subterráneas, para aquellas labores de extracción del mineral. Los equipos y los métodos varían según los sistemas de explotación, siendo un factor común el reducido espacio disponible en las galerías para efectuar los barrenos.

D. **Perforación de chimeneas.** En muchos proyectos subterráneos de minería y obra pública es preciso abrir chimeneas. Aunque existe una tendencia hacia la aplicación del método Raise Boring, aún hoy se utiliza el método de barrenos largos y otros sistemas especiales de perforación combinados con las voladuras.

E. **Perforación de rocas con recubrimiento.** La perforación de macizos rocosos sobre los que yacen lechos de materiales sin consolidar obligan a utilizar métodos especiales de perforación con entubado. También se emplean en los trabajos de perforación y voladuras submarinas.

F. **Sostenimiento de rocas.** En muchas obras subterráneas y algunas a cielo abierto es necesario realizar el sostenimiento de las rocas mediante el bulonado o cementado de cables, siendo la perforación la fase previa en tales trabajos.

3. CAMPOS DE APLICACION DE LOS DIFERENTES METODOS DE PERFORACION

Los dos grandes métodos mecánicos de perforación de rocas son los rotopercutivos y los rotativos.

— **Métodos rotopercutivos.** Son los más utilizados en casi todos los tipos de roca, tanto si el martillo se sitúa en cabeza como en el fondo del barreno.

— **Métodos rotativos.** Se subdividen a su vez en dos grupos, según que la penetración se realice por trituración, empleando triconos, o por corte utilizando bocas especiales. El primer sistema se aplica en rocas de dureza media a alta y el segundo en rocas blandas.

Atendiendo a la Resistencia a Compresión de las rocas y al diámetro de perforación, se pueden delimitar los campos de aplicación de los diferentes métodos tal como se refleja en la Fig 1.1.

Por otro lado, según el tipo de trabajo que se realice en minería u obra pública de superficie los equipos que más se utilizan y diámetros más comunes para las voladuras en banco se recogen en la Fig. 1.2.

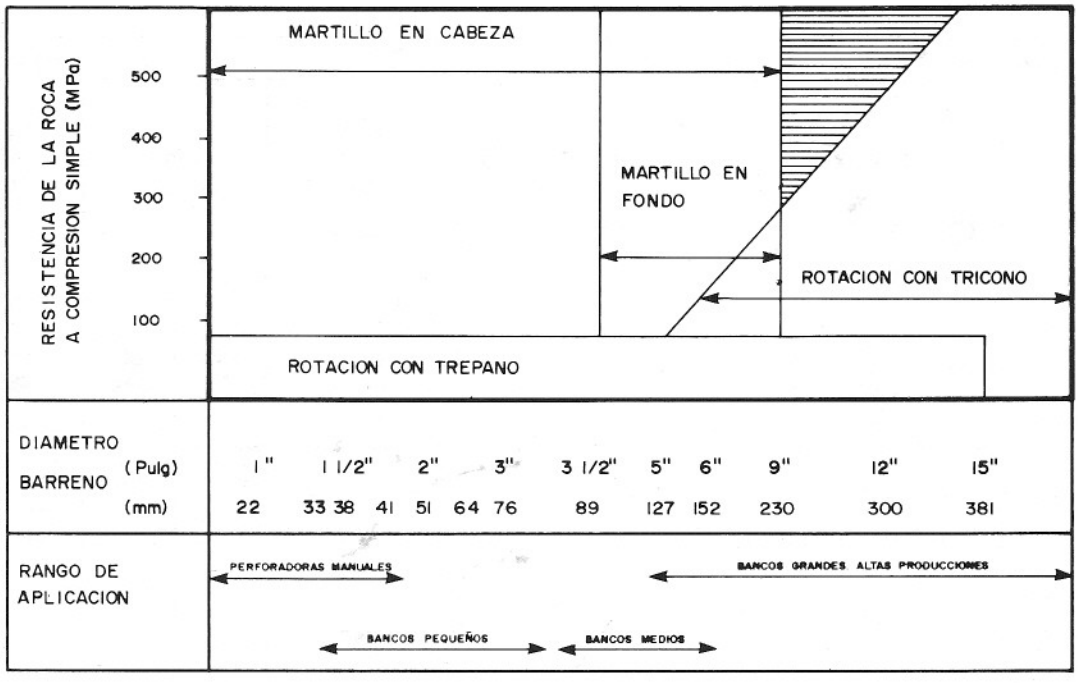


Figura 1.1. *Campos de aplicación de los métodos de perforación en función de la resistencia de las rocas y diámetros de los barrenos.*

Del mismo modo, se reflejan en la Fig. 1.3 los equipos más frecuentes en los distintos métodos de minería subterránea y datos característicos de la perforación.

Otros criterios que intervienen en la selección de los equipos de perforación son: económicos, de diseño mecánico, mantenimiento y servicio, capacidad operativa, adaptabilidad a los equipos de las explotaciones y a las condiciones del área de trabajo, (accesibilidad, tipo de roca, fuentes de energía, etc.)

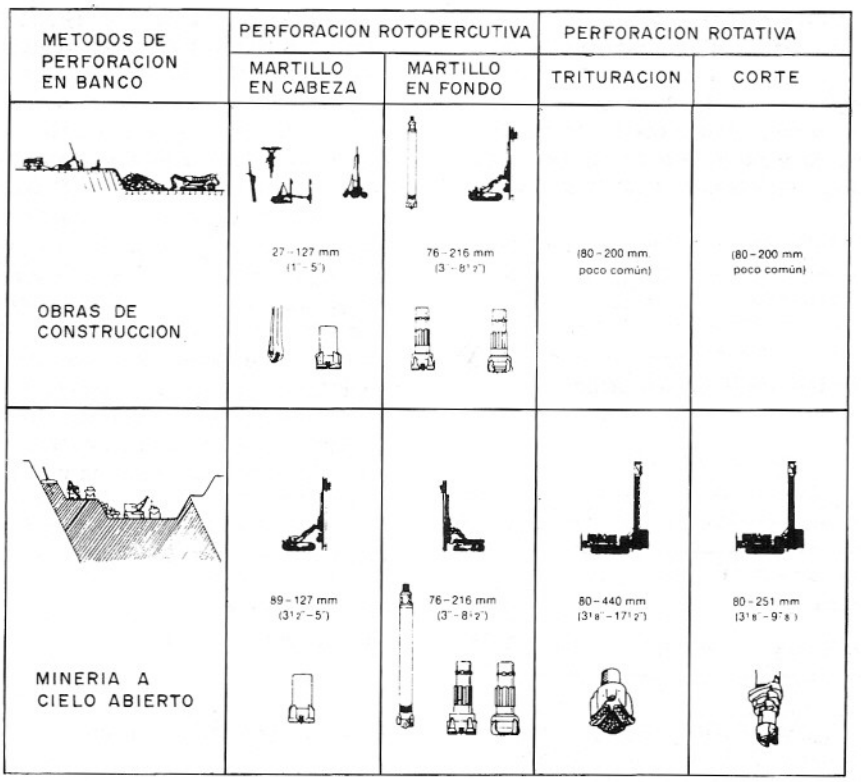


Figura 1.2. *Métodos de perforación en trabajos a cielo abierto (Atlas Copco).*

METODO DE EXPLOTACION	CAMARAS Y PILARES		CAMARAS ALMACEN		CORTE Y RELLENO		HUNDIMIENTO POR SUBNIVELES	SUBNIVELES CON BARRENOS EN ABANICO		SUBNIVELES CON BARRENOS PARALELOS (VCR y LBH)	
TECNICA DE PERFORACION Y VOLADURA	EXLOTACION POR GALERIAS / BANQUEO HORIZONTAL	BANQUEO VERTICAL	PERFORACION ASCENDENTE VERTICAL	PERFORACION ASCENDENTE HORIZONTAL	PERFORACION VERTICAL	PERFORACION HORIZONTAL	PERFORACION EN ABANICO	PERFORACION CIRCULAR O EN ABANICO		BARRENOS PARALELOS	
EQUIPO DE PERFORACION APLICABLE	JUMBO PARA PERFORACION DE GALERIAS	CARRO SOBRE ORUGAS	VAGON PERFORADOR	JUMBO PARA PERFORACION DE GALERIAS	PERFORADORA MANUAL CON COLUMNA	PERFORADORA MANUAL CON EMPUJADOR	UNIDAD DE PERFORACION CIRCULAR	UNIDAD CON BARRA y BRAZO DE PERFORACION	UNIDAD ESPECIAL PARA PERFORACION EN ABANICO	VAGON SOBRE ORUGAS CON MARTILLO EN FONDO DE ALTA PRESION	
DATOS DE PERFORACION											
- TIPO DE BOCA											
- DIAMETRO DE PERFORACION (mm)	38 – 48	64 – 76	33 – 38	38 – 48	29 – 33	29 – 33	48 – 51 (64)	48 – 51	48 – 51 (64)	105 – 115	152 – 165
- PROFUNDIDAD DEL BARRENO (m)	3.0 – 5.5	S/SE REQUIERA	3.0 – 4.0	3.0 – 4.0	2.0 – 2.5	2.0 – 3.5	12 – 15	15 – 20	15 – 25	50 – 60	50 – 60
RENDIMIENTO DEL EQUIPO DE PERFORACION (m / h)											
- CON MARTILLO NEUMATICO	60 – 75	15 – 25	20 – 40	60 – 70	8 – 12	10 – 15	200 – 240	50 – 60	100 – 120	50	50
- CON MARTILLO HIDRAULICO	90 – 110	(25 – 35)	na	90 – 110	na	na	240 – 300	na	120 – 180	na	na
PERFORACION + VOLADURA											
- RENDIMIENTO DE ARRANQUE (m^3 / m l)	1.5 – 2.0	3.0 – 4.0	0.9 – 1.2	1.0 – 1.4	0.7 – 0.9	0.7 – 0.9	1.8 – 2.3	1.5 – 2.5	1.5 – 2.5	8 – 10	14 – 18

Figura 1.3. *Métodos de perforación en trabajos de explotación subterráneos (Atlas Copco).*

4. CLASIFICACION DE LAS ROCAS Y PROPIEDADES FISICAS PRINCIPALES

La perforación de barrenos se realiza, casi en la totalidad de los casos, en masas rocosas, por lo que es interesante antes de iniciar una obra conocer los diferentes tipos de materiales que se presentan y sus propiedades básicas.

Estas características de las rocas dependen en gran medida de su origen, por lo que a continuación se describen los tres grandes grupos que existen.

4.1. Clasificación de las rocas por su origen

4.1.1. Rocas ígneas

Las rocas ígneas son las formadas por solidificación de una masa fundida, mezcla de materiales pétreos y de gases disueltos, denominada magma. Si la roca se ha enfriado en contacto con el aire o el agua de la superficie terrestre, se la clasifica como roca ígnea "extrusiva" o volcánica. Cuando el magma se enfría por debajo de la superficie terrestre se forma una roca ígnea "intrusiva" o plutónica.

La velocidad de enfriamiento del magma da lugar a que los minerales cristalizados tengan tamaños de grano grandes si es lenta y pequeños si es rápida. En el primer caso se forma una roca denominada pegmatita y en el segundo una aplita. Un caso intermedio lo constituye el pórfido, en el que se observan grandes cristales dentro de una masa o matriz de grano fino. Los tres tipos se encuentran generalmente en forma de diques con potencias de uno a decenas de metros. El caso más normal es el de una velocidad de enfriamiento moderada, que da lugar a una roca masiva con un tamaño de grano medio, de 1 a 5 mm.

Durante el proceso de enfriamiento de un magma su composición varía, pues se produce una cristalización fraccionada, de acuerdo con la presión y temperatura de cada momento. También, el líquido residual puede reaccionar con los minerales ya solidificados y cambiar su contenido químico. Además, la composición química original de los magmas puede haber sido muy distinta.

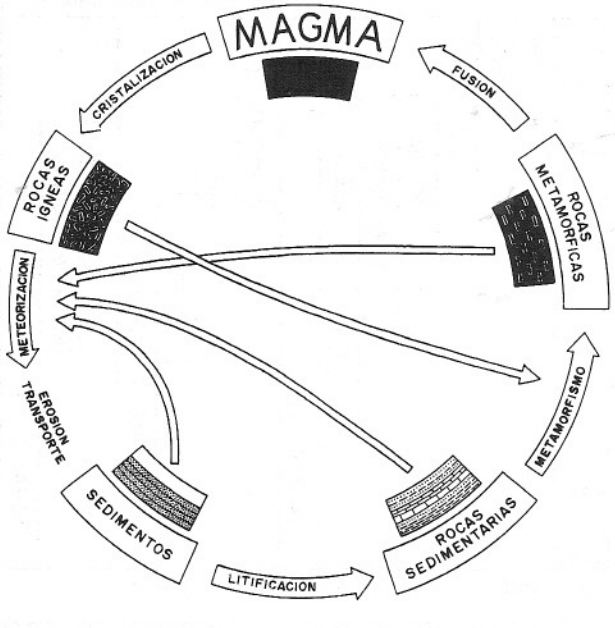


Figura 1.4. *Ciclo geológico de las rocas.*

Las diferentes condiciones físicas y químicas que se dan durante la solidificación de un magma hacen que exista una gran variedad de rocas ígneas. Ellas están formadas por diferentes minerales, de diversos tamaños y agrupados de distintas formas, dando por resultado que sus características físicas y químicas sean muy heterogéneas. Por lo tanto, su comportamiento ante la fragmentación, corte, desgaste y meteorización puede ser variado; aunque las rocas ígneas sin meteorizar, a efectos de su perforación, son todas duras y compactas.

Si la roca tiene un contenido en SiO_2 superior al 62%, geoquímicamente se la denomina ácida, entre ese valor y el 52% intermedia, entre 45 y 52% básica, y finalmente con valores menores del 45% es ultrabásica. En el mismo sentido que las rocas ígneas son más pobres en sílice, a la vez son más ricas en silicatos ferromagnesianos. Las ácidas son más abrasivas y duras que las básicas; pero éstas últimas son más densas y resistentes al impacto que las primeras.

4.1.2. Rocas metamórficas

Las rocas metamórficas son las originadas por importantes transformaciones de los componentes mineralógicos de otras rocas preexistentes, endógenas o exógenas. Estos grandes cambios se producen por la necesidad de estabilizarse sus minerales en unas nuevas condiciones de temperatura, presión y quimismo.

Estas rocas son intermedias en sus características físicas y químicas, entre las ígneas y las sedimentarias, pues presentan asociaciones de minerales que pertenecen a los dos tipos. Así se encuentran en ellas minerales, como el cuarzo, los feldespatos, las micas, los anfíboles, los piroxenos y los olivinos, esenciales en las rocas ígneas, pero no tienen feldespatoides. Como en las rocas sedimentarias, pueden tener calcita, dolomita, sílice y hematites; pero no tienen minerales evaporíticos. También, aparecen en ellas minerales comunes a los dos tipos, como son: la turmalina, el zircón, la magnetita, el topacio y el corindón; todos ellos son minerales muy estables en cualquier medio exógeno o endógeno.

Existe una serie de minerales, que son muy específicos de las rocas metamórficas, pudiendo formar parte de los granos de las rocas detríticas, debido a su estabilidad en los ambientes exógenos y otros son a la vez productos de alteración meteórica de minerales de rocas endógenas. Realmente la meteorización es un proceso de transformación mineralógica con carácter físico y químico, pero a temperatura y presión bajas.

4.1.3. Rocas sedimentarias

Las rocas sedimentarias se forman por la acumulación de restos o detritus de otras rocas preexistentes, por la precipitación química de minerales solubilizados o por la acumulación de restos de animales o vegetales.

En el primer caso se producen los sedimentos detríticos como son las gravas, conglomerados y arenas en cuya precipitación interviene la gravedad. En el segundo

se encuentran, por ejemplo, las evaporitas o rocas salinas precipitadas por la sobresaturación de una salmuera sometida a una intensa evaporación. Las terceras son las acumulaciones de conchas, esqueletos de animales o restos de plantas, como son las calizas conchíferas, los corales y el carbón. Este último grupo se subdivide en bioquímicas organógenas y bioquímicas minerales, según que sus componentes sean de la química orgánica o de la inorgánica. En el primer caso están los carbones y el petróleo, y en el segundo las calizas, dolomías y rocas fosfáticas.

En una primera clasificación de las rocas sedimentarias se tiene en cuenta su proceso de formación, después se consideran los tamaños de los granos, las características de la unión de los mismos, además de los tipos y cantidades de sus minerales componentes.

4.2. Propiedades de las rocas que afectan a la perforación

Las principales propiedades físicas de las rocas que influyen en los mecanismos de penetración y consecuentemente en la elección del método de perforación son:

— Dureza.
— Resistencia.
— Elasticidad.
— Plasticidad.
— Abrasividad.
— Textura.
— Estructura.
— Características de rotura.

4.2.1. Dureza

Se entiende por dureza la resistencia de una capa superficial a la penetración en ella de otro cuerpo más duro.

En una roca es función de la dureza y composición de los granos minerales constituyentes, de la porosidad de la roca, del grado de humedad, etc.

La dureza de las rocas es el principal tipo de resistencia a superar durante la perforación, pues cuando se logra la penetración del útil el resto de las acciones se desarrollan más fácilmente.

Las rocas se clasifican en cuanto a su dureza por medio de la "escala de Mohs", en la que se valora la posibilidad de que un mineral pueda rayar a todos los que tienen un número inferior al suyo. Tal como se refleja en la Tabla 1.1 existe una cierta correlación entre la dureza y la resistencia a la compresión de las rocas.

TABLA 1.1

CLASIFICACION	DUREZA MOHS	RESISTENCIA A LA COMPRESION (MPa)
Muy dura	+ 7	+ 200
Dura	6 - 7	120 - 200
Medio dura	4,5 - 6	60 - 120
Medio blanda	3 - 4,5	30 - 60
Blanda	2 - 3	10 - 30
Muy blanda	1 - 2	- 10

4.2.2. Resistencia

Se llama resistencia mecánica de una roca a la propiedad de oponerse a su destrucción bajo una carga exterior, estática o dinámica.

Las rocas oponen una resistencia máxima a la compresión; comúnmente, la resistencia a la tracción no pasa de un 10 a un 15% de la resistencia a la compresión. Eso se debe a la fragilidad de las rocas, a la gran cantidad de defectos locales e irregularidades que presentan y a la pequeña cohesión entre las partículas constituyentes.

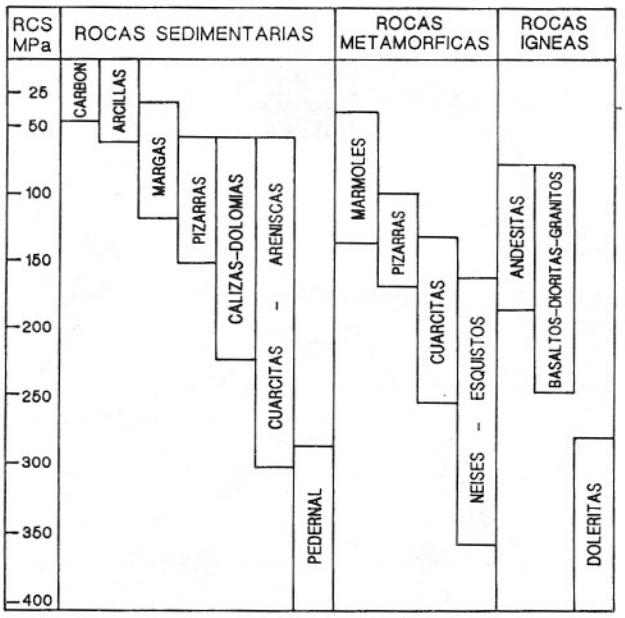
La resistencia de las rocas depende fundamentalmente de su composición mineralógica. Entre los minerales integrantes de las rocas el cuarzo es el más sólido, su resistencia supera los 500 MPa, mientras que la de silicatos ferromagnésicos y los aluminosilicatos varían de 200 a 500 MPa, y la de la calcita de 10 a 20 MPa. Por eso, conforme es mayor el contenido de cuarzo, por lo general, la resistencia aumenta.

La resistencia de los minerales depende del tamaño de los cristales y disminuye con el aumento de éstos. Esta influencia es significativa cuando el tamaño de los cristales es inferior a 0,5 mm.

En las rocas la influencia del factor tamaño en la resistencia es menor, debido a que también intervienen las fuerzas de cohesión intercristalinas. Por ejemplo, la resistencia a la compresión de una arenisca arcosa de grano fino es casi el doble que la de granos gruesos; la del mármol constituido por granos de 1 mm es igual a 100 MPa, mientras que una caliza de granos finos - 3 a 4 μm - tiene una resistencia de 200 a 250 MPa.

Entre las rocas sedimentarias las más resistentes son las que tienen cemento silíceo. En presencia de cemento arcilloso la resistencia de las rocas disminuye de manera brusca.

La porosidad en rocas con una misma litología conforme aumenta hace disminuir la resistencia, puesto que simultáneamente disminuye el número de contactos de



NOTA: RCS = Resistencia a la Compresión Simple

Figura 1.5. *Resistencias a la compresión más frecuente de los diferentes tipos de rocas.*

las partículas minerales y las fuerzas de acción recíprocas entre ellas.

En la resistencia de las rocas influye la profundidad a la que se formaron y el grado de metamorfismo. Así, la resistencia de las arcillas yacentes cerca de la superficie terrestre puede ser de 2 a 10 MPa, mientras que las rocas arcillosas, que fueron sometidas a un cierto metamorfismo pueden alcanzar los 50 - 100 MPa.

Por otro lado, la resistencia de las rocas anisotrópicas depende del sentido de acción de la fuerza. La resistencia a compresión de las rocas en el sentido perpendicular a la estratificación o esquistosidad es mayor que en un sentido paralelo a éstas. El cociente que suele obtenerse entre ambos valores de resistencia varía entre 0,3 y 0,8, y sólo para rocas isotrópicas es igual a 1.

En la Fig. 1.5, se indican los intervalos frecuentes de resistencia a la compresión de los diversos tipos de rocas.

4.2.3. Elasticidad

La mayoría de los minerales constituyentes de las rocas tienen un comportamiento elástico-frágil, que obedece a la Ley de Hooke, y se destruyen cuando las tensiones superan el límite de elasticidad.

Según el carácter de deformación, en función de las tensiones provocadas para cargas estáticas, se consideran tres grupos de rocas 1) Las elasto-frágiles o que obedecen a la Ley de Hooke, 2) Las plástico-frágiles, a cuya destrucción precede la deformación plástica; 3) Las altamente plásticas o muy porosas, cuya deformación elástica es insignificante.

Las propiedades elásticas de las rocas se caracterizan por el módulo de elasticidad "E" y el coeficiente de Poisson "ν". El módulo de elasticidad es el factor de proporcionalidad entre la tensión normal en la roca y la deformación relativa correspondiente, su valor en la mayoría de las rocas varía entre $0{,}03 \cdot 10^4$ y $1{,}7 \cdot 10^5$ MPa, dependiendo fundamentalmente de la composición mineralógica, porosidad, tipo de deformación y magnitud de la carga aplicada.

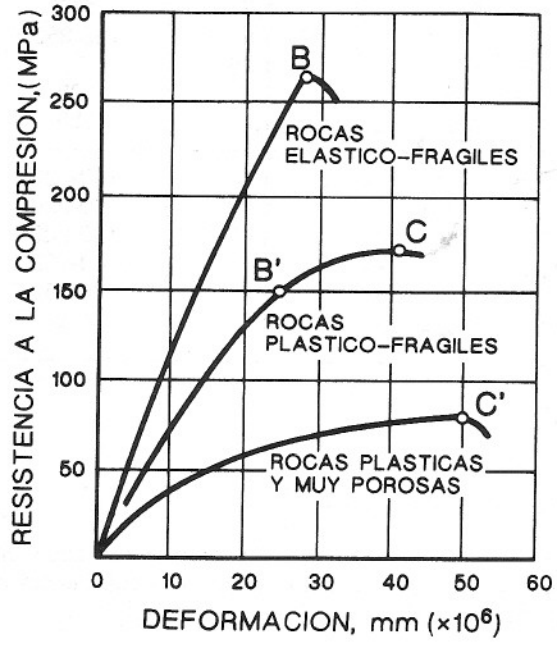


Figura 1.6. *Curvas de tensión-deformación de diferentes tipos de rocas.*

Los valores de los módulos de elasticidad en la mayoría de las rocas sedimentarias son inferiores a los de los minerales correspondientes que los constituyen. También influye en dicho parámetro la textura de la roca, ya que el módulo de elasticidad en la dirección de la estratificación o esquistosidad es generalmente mayor que en la dirección perpendicular a ésta.

El coeficiente de Poisson es el factor de proporcionalidad entre las deformaciones longitudinales relativas y las deformaciones transversales. Para la mayoría de las rocas y minerales está comprendido entre 0,2 y 0,4, y sólo el cuarzo lo tiene anormalmente bajo, alrededor de 0,07.

4.2.4. Plasticidad

Como se ha indicado anteriormente, en algunas rocas, a la destrucción le precede la deformación plástica. Esta comienza en cuanto las tensiones en la roca superan el límite de elasticidad. En el caso de un cuerpo idealmente plástico tal deformación se desarrolla con una tensión invariable. Las rocas reales se deforman consolidándose al mismo tiempo: para el aumento de la deformación plástica es necesario incrementar el esfuerzo.

La plasticidad depende de la composición mineral de las rocas y disminuye con el aumento del contenido de cuarzo, feldespato y otros minerales duros. Las arcillas húmedas y algunas rocas homogéneas poseen altas propiedades plásticas.

La plasticidad de las rocas pétreas (granitos, esquistos cristalinos y areniscas) se manifiesta sobre todo a altas temperaturas.

4.2.5. Abrasividad

La abrasividad es la capacidad de las rocas para desgastar la superficie de contacto de otro cuerpo más duro, en el proceso de rozamiento durante el movimiento.

Los factores que elevan la capacidad abrasiva de las rocas son las siguientes:

- La dureza de los granos constituyentes de la roca. Las rocas que contienen granos de cuarzo son sumamente abrasivas.
- La forma de los granos. Los más angulosos son más abrasivos que los redondeados.
- El tamaño de los granos.
- La porosidad de la roca. Da lugar a superficies de contacto rugosas con concentraciones de tensiones locales.
- La heterogeneidad. Las rocas poliminerales, aunque éstos tengan igual dureza, son más abrasivas, pues van dejando superficies ásperas con presencia de granos duros, por ejemplo, los granos de cuarzo en un granito.

Esta propiedad influye mucho en la vida de los útiles de perforación.

En la Tabla 1.2 se indican algunos contenidos medios de diferentes tipos de roca.

TABLA 1.2.

TIPO DE ROCA	CONTENIDO EN CUARZO (%)	TIPO DE ROCA	CONTENIDO EN CUARZO (%)
Anfibolita	0 - 5	Mica neis	0 - 30
Anortosita	0	Mica esquisto	15 - 35
Diabasa	0 - 5	Norita	0
Diorita	10 - 20	Pegmatita	15 - 30
Gabro	0	Filita	10 - 25
Neis	15 - 50	Cuarcita	60 - 100
Granito	20 - 35	Arenisca	25 - 90
Grauvaca	10 - 25	Pizarra	10 - 35
Caliza	0 - 5	Pizarra grano fino	0 - 20
Mármol	0	Taconita	0 - 10

4.2.6. Textura

La textura de una roca se refiere a la estructura de los granos de minerales constituyentes de ésta. Se manifiesta a través del tamaño de los granos, la forma, la porosidad, etc. Todos estos aspectos tienen una influencia significativa en el rendimiento de la perforación.

Como los granos tienen forma lenticular, como en un esquisto, la perforación es más difícil que cuando son redondos, como en una arenisca.

También influye de forma significativa el tipo de material que constituye la matriz de una roca y que une los granos de mineral.

En cuanto a la porosidad, aquellas rocas que presentan una baja densidad y son consecuentemente más porosas tienen una menor resistencia a la trituración y son más fáciles de perforar.

En la Tabla 1.3 se muestra la clasificación de algunos tipos de rocas atendiendo al contenido en sílice y tamaño de los granos.

En la Tabla 1.4 se recogen algunas de las propiedades características de diferentes tipos de rocas, según origen.

TABLA 1.4. PROPIEDADES DE LOS DIFERENTES TIPOS DE ROCA SEGUN SU ORIGEN

TIPO DE ROCA		PESO ESPECIFICO (t/m^3)	TAMAÑO DE GRANO (mm)	FACTOR DE ESPONJAMIENTO	RESISTENCIA A LA COMPRESIOM (MPa)
Ignea Intrusiva	Diorita	2,65-2,85	1,5-3	1,5	170-300
	Gabro	2,85-3,2	2	1,6	260-350
	Granito	2,7	0,1-2	1,6	200-350
Ignea Extrusiva	Andesita	2,7	0,1	1,6	300-400
	Basalto	2,8	0,1	1,5	250-400
	Riolita	2,7	0,1	1,5	120
	Traquita	2,7	0,1	1,5	330
Sedimentaria	Conglomerado	2,6	2	1,5	140
	Arenisca	2,5	0,1-1	1,5	160-255
	Pizarra de grano fino	2,7	1	1,35	70
	Caliza	2,6	1-2	1,55	120
	Dolomita	2,7	1-2	1,6	150
Metamórfica	Neis	2,7	2	1,5	140-300
	Mármol	2,7	0,1-2	1,6	100-200
	Cuarcita	2,7	0,1-2	1,55	160-220
	Esquisto	2,7	0,1-1	1,6	60-400
	Serpentina	2,6	—	1,4	30-150
	Pizarra	2,7	0,1	1,5	150

4.2.7. Estructura

Las propiedades estructurales de los macizos rocosos, tales como esquistosidad, planos de estratificación, juntas, diaclasas y fallas, así como el rumbo y el buzamiento de éstas afectan a la linealidad de los barrenos, a los rendimientos de perforación y a la estabilidad de las paredes de los taladros.

En la Fig. 1.7 se clasifican los macizos rocosos a partir del espaciamiento entre juntas y la resistencia del material rocoso.

TABLA 1.3. CLASIFICACION DE LOS TIPOS DE ROCAS

Grupo genético		SEDIMENTARIAS						METAMORFICAS		IGNEAS		
Estructura		Estratificada						Foliada	Masiva-diaclasada			
		Detrítica						Cristalina o vítrea (criptocristalina				
Tamaño de grano (mm)	Textura	Granos de cuarzo, feldespato y minerales arcillosos		50% de granos son de carbonatos		50% de granos finos son de rocas ígneas		Rocas organoquímicas	Cuarzo, feldespatos micas y minerales oscuros aciculares	Depende de la roca matriz	Minerales ligeramente coloreados: Cuarzo, feldespato, mica y minerales feldespáticos		
											Acida	Intermedia	Basica
60	Granular muy gruesa	Rudíticas	Los granos son fragmentos de rocas. Granos redondos: **Conglomerados.** Granos angulosos: **Brecha.**	Caliza	Calcirudita	Cenizas volcánicas	Granos redondeados Granos angulosos: **Brecha volcánica**	**Rocas salinas:** Halita, anhidrita, **yeso, caliza, dolomía y turba, lignito, hulla**	**Gneis:** Bandas alternas de minerales granulares o laminares	**Cuarcita, mármol, granulitas, corneanas, anfibolita**	**Pegmatita**		
2	Granular gruesa										**Granito**	**Diorita**	**Gabro**
0,06	Granular media	Arenosas	**Arenisca:** Los granos son fundamentalmente fragmentos de minerales. **Arenisca cuarcítica:** 95% de cuarzo, poros vacíos o cementados. **Arcosa:** 75% de cuarzo, hasta el 23% feldespato, poros vacíos o cementados. **Grauvaca:** 73% de cuarzo, 15% matriz detrítica fina, fragmentos de feldespato y rocas.		Calcarenita		Tobas volcánicas				**Microgranito**	**Microdiorita**	**Dolerita**
0,002	Granular fina	Arcillosas o lutíticas	**Fangolita** **Pizarra:** Fangolita fisible. **Limolita:** 50% de partículas de grano fino. **Argilita:** 50% de partículas de grano muy fino.		Calcilutita						**Riolita**	**Andesita**	**Basalto**
	Granular muy fina												
	Vítrea							Pedernal			Cristales volcánicos: **Obsidiana, resinita, taquilita**		

Fuente: DEARMAN, 1974; ISRM, 1981.

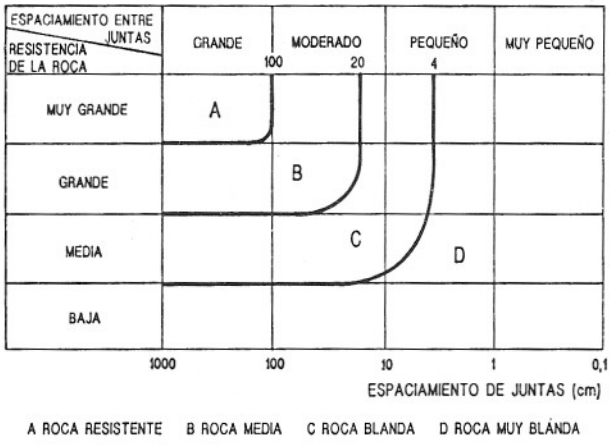


Figura 1.7. *Clasificación de los macizos rocosos*

BIBLIOGRAFIA

— ATLAS COPCO: «Manual Atlas Copco». Cuarta edición, 1984.
— HEINZ, W. F.: «Diamond Drilling Handbook». Sigma Press (Pty) Limited. 1989.
— LOPEZ JIMENO, C. et al.: «Factores Geomecánicos que Influyen en la Selección de Equipos de Arranque en Minería y Obras Públicas». ITGE. 1986.
— LOPEZ JIMENO, C. et al.: «Manual de Tecnología de Perforación y Aplicaciones de los Sondeos». ITGE. 1994 (En imprenta).
— SANDVIK-COROMANT: «Manual de Perforación de Rocas. Teoría y Técnica». 1983.

Capítulo 2

PERFORACION ROTOPERCUTIVA

1. INTRODUCCION

La perforación a rotopercusión es el sistema más clásico de perforación de barrenos y su aparición en el tiempo coincide con el desarrollo industrial del siglo XIX. Las primeras máquinas prototipos de Singer (1838) y Couch (1848) utilizaban vapor para su accionamiento, pero fue con la aplicación posterior del aire comprimido como fuente de energía, en la ejecución del túnel de Mont Cenis en 1861, cuando este sistema evolucionó y pasó a usarse de forma extensiva. Este hecho unido a la aparición de la dinamita constituyeron los acontecimientos decisivos en el vertiginoso desarrollo del arranque de rocas en minería y obra pública a finales del siglo pasado.

El principio de perforación de estos equipos se basa en el impacto de una pieza de acero (pistón) que golpea a un útil que a su vez transmite la energía al fondo del barreno por medio de un elemento final (boca). Los equipos rotopercutivos se clasifican en dos grandes grupos, según donde se encuentre colocado el martillo:

— **Martillo en cabeza.** En estas perforadoras dos de las acciones básicas, rotación y percusión, se producen fuera del barreno, transmitiéndose a través de una espiga y del varillaje hasta la boca de perforación. Los martillos pueden ser de accionamiento neumático o hidráulico.

— **Martillo en fondo.** La percusión se realiza directamente sobre la boca de perforación, mientras que la rotación se efectúa en el exterior del barreno. El accionamiento del pistón se lleva a cabo neumáticamente, mientras que la rotación puede ser neumática o hidráulica.

Según los campos de aplicación de estas perforadoras, cielo abierto o subterráneo, las gamas de diámetro más comunes son:

TABLA 2.1

TIPO DE PERFORADORA	DIAMETRO DE PERFORACION (mm)	
	CIELO ABIERTO	SUBTERRANEO
Martillo en Cabeza	50 - 127	38 - 65
Martillo en Fondo	75 - 200	100 - 165

Las ventajas principales, que presenta la perforación rotopercutiva, son:

— Es aplicable a todos los tipos de roca, desde blandas a duras.

— La gama de diámetros de perforación es amplia.

— Los equipos son versátiles, pues se adaptan bien a diferentes trabajos y tienen una gran movilidad.

— Necesitan un solo hombre para su manejo y operación.

— El mantenimiento es fácil y rápido, y

— El precio de adquisición no es elevado.

En virtud de esas ventajas y características, los tipos de obras donde se utilizan son:

— En obras públicas subterráneas; túneles, cavernas de centrales hidráulicas, depósitos de residuos, etc., y de superficie; carreteras, autopistas, excavaciones industriales, etc.

— En minas subterráneas y en explotaciones a cielo abierto de tamaño medio y pequeño.

2. FUNDAMENTOS DE LA PERFORACION ROTOPERCUTIVA

La perforación a rotopercusión se basa en la combinación de las siguientes acciones:

— **Percusión.** Los impactos producidos por el golpeo del pistón originan unas ondas de choque que se transmiten a la boca a través del varillaje (en el martillo en cabeza) o directamente sobre ella (en el martillo en fondo).

— **Rotación.** Con este movimiento se hace girar la boca para que los impactos se produzcan sobre la roca en distintas posiciones.

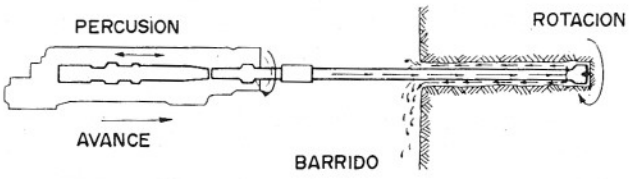


Figura 2.1. *Acciones básicas en la perforación rotopercutiva.*

— **Empuje.** Para mantener en contacto el útil de perforación con la roca se ejerce un empuje sobre la sarta de perforación.

— **Barrido.** El fluido de barrido permite extraer el detrito del fondo del barreno.

El proceso de formación de las indentaciones, con el que se consigue el avance en este sistema de perforación, se divide en cinco instantes, tal como se refleja en la Fig. 2.2.

a) Aplastamiento de las rugosidades de la roca por contacto con el útil.

b) Aparición de grietas radiales a partir de los puntos de concentración de tensiones y formación de una cuña en forma de V.

c) Pulverización de la roca de la cuña por aplastamiento.

d) Desgajamiento de fragmentos mayores en las zonas adyacentes a la cuña.

e) Evacuación del detrito por el fluido de barrido.

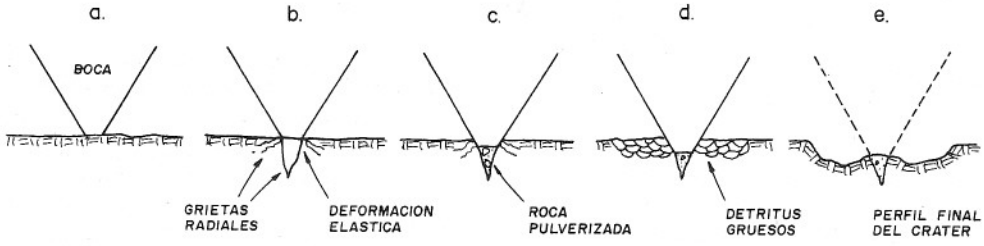


Figura 2.2. *Fases de formación de una indentación. (Hartman, 1959).*

Esta secuencia se repite con la misma cadencia de impactos del pistón sobre el sistema de transmisión de energía hasta la boca.

El rendimiento de este proceso aumenta proporcionalmente con el tamaño de las esquirlas de roca que se liberan.

2.1. Percusión

La energía cinética «E_c» del pistón se transmite desde el martillo hasta la boca de perforación, a través del varillaje, en forma de onda de choque. El desplazamiento de esta onda se realiza a alta velocidad y su forma depende fundamentalmente del diseño del pistón.

Cuando la onda de choque alcanza la boca de perforación, una parte de la energía se transforma en trabajo haciendo penetrar el útil y el resto se refleja y retrocede a través del varillaje. La eficiencia de esta transmisión es difícil de evaluar, pues depende de muchos factores tales como: el tipo de roca, la forma y dimensión del pistón, las características del varillaje, el diseño de la boca, etc. Además, hay que tener en cuenta que en los puntos de unión de las varillas por medio de manguitos existen pérdidas de energía por reflexiones y rozamientos que se transforman en calor y desgastes en las roscas. En la primera unión las pérdidas oscilan entre el 8 y el 10% de la energía de la onda de choque.

En los martillos en fondo la energía del pistón se transmite directamente sobre la boca, por lo que el rendimiento es mayor.

En estos sistemas de perforación la potencia de percusión es el parámetro que más influye en la velocidad de penetración.

La energía liberada por golpe en un martillo puede estimarse a partir de cualquiera de las expresiones siguientes:

$$E_c = \frac{1}{2}\, m_p \times v_p^2 \quad \text{ó}$$

$$E_c = p_m \times A_p \times l_p$$

siendo:

m_p = Masa del pistón.

v_p = Velocidad máxima del pistón.

p_m = Presión del fluido de trabajo (aceite o aire) dentro del cilindro.

A_p = Superficie de la cara del pistón.

l_p = Carrera del pistón.

En la mayoría de los martillos hidráulicos los fabricantes facilitan el valor de la energía de impacto, pero no sucede lo mismo para los martillos neumáticos. Especial cuidado debe tomarse en este caso al estimar «p_m», ya que dentro del cilindro ésta es de un 30 a un 40% menor que en el compresor, debido a las pérdidas de carga y expansión del aire al desplazarse el pistón.

La potencia de un martillo es pues la energía por golpe multiplicada por la frecuencia de impactos «n_g»:

$$P_M = E_c \times n_g \quad \text{donde} \quad n_g = K \times \left(\frac{p_m \times A_p}{m_p \times l_p}\right)^{\frac{1}{2}},$$

y teniendo en cuenta las expresiones anteriores puede escribirse:

$$P_M = K \times \frac{(p_m \times A_p)^{\frac{3}{2}} \times l_p^{\frac{1}{2}}}{m_p^{\frac{1}{2}}}.$$

El mecanismo de percusión consume de un 80 a un 85% de la potencia total del equipo.

2.2. Rotación

La rotación, que hace girar la boca entre impactos sucesivos, tiene como misión hacer que ésta actúe sobre puntos distintos de la roca en el fondo del barreno. En cada tipo de roca existe una velocidad óptima de rotación para la cual se producen los detritus de mayor tamaño al aprovechar la superficie libre del hueco que se crea en cada impacto.

Cuando se perfora con bocas de pastillas las velocidades de rotación más usuales oscilan entre 80 y 150 r/min con unos ángulos entre indentaciones de 10° a 20°, Fig. 2.3. En el caso de bocas de botones de 51 a 89 mm las velocidades deben ser más bajas, entre 40 y 60 r/min, que proporcionan ángulos de giro entre 5° y 7°; las bocas de mayor diámetro requieren velocidades incluso inferiores.

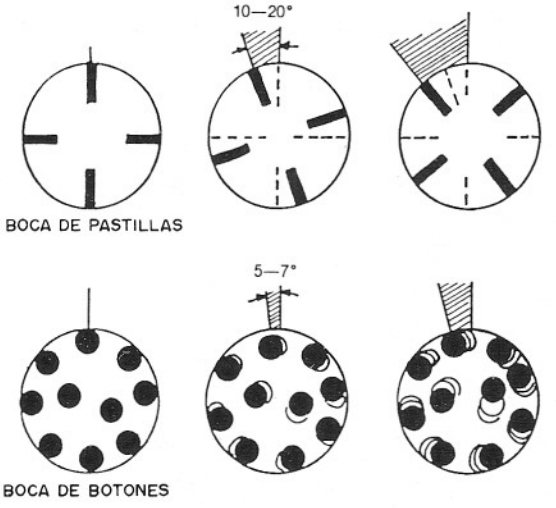


Figura 2.3. *Velocidades de rotación para bocas de pastillas y botones.*

2.3. Empuje

La energía generada por el mecanismo de impactos del martillo debe transmitirse a la roca, por lo que es necesario que la boca se encuentre en contacto permanente con el fondo del barreno. Esto se consigue con la fuerza de empuje suministrada por un motor o cilindro de avance, que debe adecuarse al tipo de roca y boca de perforación.

Un empuje insuficiente tiene los siguientes efectos negativos: reduce la velocidad de penetración, produce un mayor desgaste de varillas y manguitos, aumenta la pérdida de apriete del varillaje y el calentamiento del mismo. Por el contrario, si el empuje es excesivo disminuye también la velocidad de perforación, dificulta el desenroscado del varillaje, aumenta el desgaste de las bocas, el par de rotación y las vibraciones del equipo, así como la desviación de los barrenos.

Al igual que sucede con la rotación, esta variable no influye de forma decisiva sobre las velocidades de penetración. Fig. 2.4.

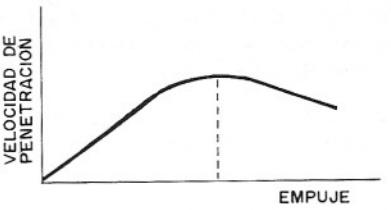


Figura 2.4. *Influencia del empuje sobre la velocidad de penetración.*

2.4. Barrido

Para que la perforación resulte eficaz, es necesario que el fondo de los barrenos se mantenga constantemente limpio evacuando el detrito justo después de su formación. Si esto no se realiza, se consumirá una gran cantidad de energía en la trituración de esas partículas traduciéndose en desgastes y pérdidas de rendimientos, además del riesgo de atascos.

El barrido de los barrenos se realiza con un fluido —aire, agua o espuma— que se inyecta a presión hacia el fondo a través de un orificio central del varillaje y de unas aberturas practicadas en las bocas de perforación.

Las partículas se evacúan por el hueco anular comprendido entre el varillaje y la pared de los barrenos. Fig. 2.5.

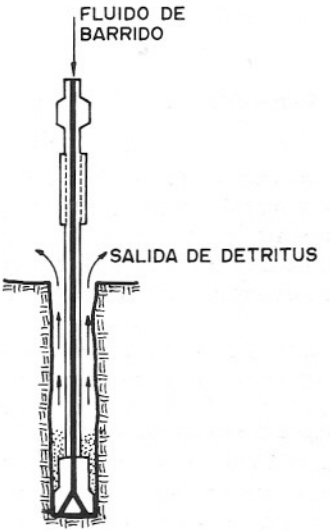


Figura 2.5. *Principio de barrido de un barreno.*

El barrido con aire se utiliza en trabajos a cielo abierto, donde el polvo producido puede eliminarse por medio de captadores.

El barrido con agua es el sistema más utilizado en perforación subterránea que sirve además para suprimir el polvo, aunque supone generalmente una pérdida de rendimiento del orden del 10% al 20%.

La espuma como agente de barrido se emplea como complemento al aire, pues ayuda a la elevación de partículas gruesas hasta la superficie y ejerce un efecto de sellado sobre las paredes de los barrenos cuando se atraviesan materiales sueltos.

Las velocidades ascensionales para una limpieza

eficiente con aire oscilan entre los 15 y los 30 m/s. Las velocidades mínimas pueden estimarse en cada caso a partir de la expresión:

$$v_a = 9{,}55 \times \frac{\rho_r}{\rho_r + 1} \times d_p^{0,6}$$

donde:

v_a = Velocidad ascensional (m/s).
ρ_r = Densidad de la roca (g/cm³).
d_p = Diámetro de las partículas (mm).

Así, el caudal que debe suministrar el compresor será:

$$Q_a = \frac{v_a \times (D^2 - d^2)}{1{,}27}$$

siendo:

Q_a = Caudal (m³/min).
D = Diámetro del barreno (m).
d = Diámetro de las varillas (m).

Cuando se emplea agua para el barrido la velocidad ascensional debe estar comprendida entre 0,4 y 1 m/s. En estos casos, las presiones están limitadas entre 0,7 y 1 MPa para evitar que dicho fluido entre en el martillo.

En el caso del aire, con martillos en cabeza, no es frecuente disponer de un compresor de presión superior únicamente para el barrido. Sólo en el caso de los martillos en fondo se utilizan compresores de alta presión (1-1,7 MPa) porque además de servir para evacuar el detrito se aumenta la potencia de percusión.

Un factor que es preciso tener en cuenta para estimar el caudal de barrido es el de las pérdidas de carga que se producen por las estrechas conducciones que debe atravesar el fluido (aguja de barrido, orificio de las varillas) y a lo largo de la sarta de perforación.

En la Tabla 2.2, se indican las velocidades de barrido, cuando se perfora con martillo en cabeza, en función del caudal de aire que proporciona el compresor y el diámetro del varillaje.

TABLA 2.2

CAUDAL (m³/min)	3,2	5,2	6,5	6,5	9,3	9,3	9,3	9,3
Diámetro varilla (mm)	32	38	38	45	45	51	87	100
Diámetro del manguito	45	55	55	61	61	72	—	—
Diámetro orificio de barrido (mm)	12	14	14	17	17	21	61	76
DIAMETRO DEL BARRENO	VELOCIDAD DEL AIRE DE BARRIDO (m/s)							
51 mm (2")	43	—	—	—	—	—	—	—
64 mm (2½")	22	42	52	—	—	—	—	—
76 mm (3")	15	25	32	37	50	—	—	—
89 mm (3½")	—	17	21	24	27	36	—	—
102 mm (4")	—	—	15	17	22	24	68	—
115 mm (4½")	—	—	—	12	17	18	34	69
127 mm (5")	—	—	—	—	13	15	19	34
140 mm (5½")	—	—	—	—	—	—	16	21
152 mm (6")	—	—	—	—	—	—	—	15

3. PERFORACION CON MARTILLO EN CABEZA

Este sistema de perforación se puede calificar como el más clásico o convencional, y aunque su empleo por accionamiento neumático se vio limitado por los martillos en fondo y equipos rotativos, la aparición de los martillos hidráulicos en la década de los setenta ha hecho resurgir de nuevo este método complementándolo y ampliándolo en su campo de aplicación.

3.1. Perforadoras neumáticas

Un martillo accionado por aire comprimido consta básicamente de:

— Un cilindro cerrado con una tapa delantera que dispone de una abertura axial donde va colocado el elemento portabarrenas, así como un dispositivo retenedor de las varillas de perforación.

— El pistón que con su movimiento alternativo golpea el vástago o culata a través de la cual se transmite la onda de choque a la varilla.

— La válvula que regula el paso de aire comprimido en volumen fijado y de forma alternativa a la parte anterior y posterior del pistón.

— Un mecanismo de rotación, bien de barra estriada o de rotación independiente.

— El sistema de barrido que consiste en un tubo que permite el paso del aire hasta el interior del varillaje.

Estos elementos son comunes a todos los tipos de martillos existentes en el mercado, variando únicamente algunas características de diseño: diámetro del cilindro, longitud de la carrera del pistón, conjunto de válvulas de distribución, etc.

A continuación se describe el principio de trabajo de un martillo neumático, Fig. 2.6 a 2.12.

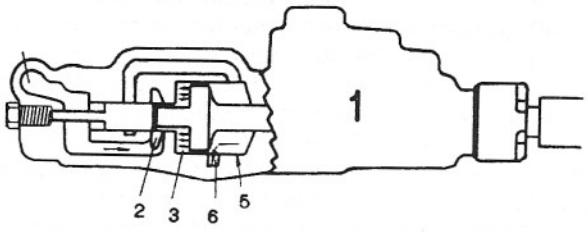


Figura 2.6. *El pistón se encuentra al final de su carrera de retroceso.*

1. El pistón se encuentra al final de su carrera de retroceso y está listo para comenzar su carrera de trabajo. El aire, a la presión de alimentación, llena la culata (1) y pasa a través de la lumbrera trasera de alimentación (2) al cilindro (3). El aire empuja el pistón hacia adelante, comenzando la carrera de trabajo. Mientras, la parte frontal del cilindro (5) se encuentra a la presión atmosférica, al estar abierta la lumbrera de escape (6).

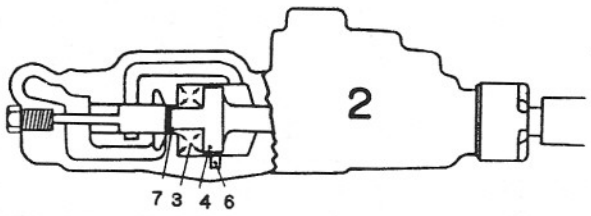


Figura 2.7. *El pistón se acelera hacia adelante.*

2. El pistón (4) continúa acelerándose, empujado por la presión de alimentación, hasta que el borde frontal (7) de la cabeza de control del pistón cierra la entrada del aire comprimido. El aire confinado en la parte trasera del cilindro (3) comienza a expansionarse y continúa empujando hacia adelante al pistón. Obsérvese que la cabeza del pistón (4) cierra la lumbrera de escape (6) y el extremo frontal se encuentra todavía a la presión atmosférica.

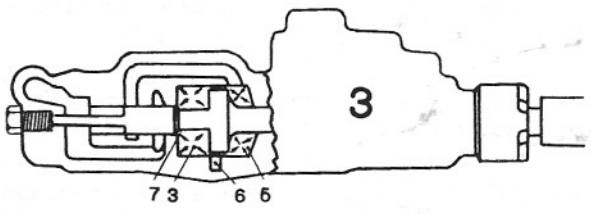


Figura 2.8. *El borde trasero de la cabeza del pistón descubre la lumbrera de escape.*

3. El aire confinado en la parte trasera del pistón (3) continúa expansionándose hasta que el borde trasero de la cabeza del pistón comienza a descubrir la lumbrera de escape (6). Recuérdese que la cabeza de control del pistón (7) ha cerrado ya la entrada de aire comprimido, con lo cual no se malgasta el aire comprimido cuando se abre la lumbrera de escape.

En la parte frontal de la cabeza del pistón ha quedado atrapado aire que estaba a la presión atmosférica (5) y que ahora es comprimido hasta una presión ligeramente superior a la atmosférica.

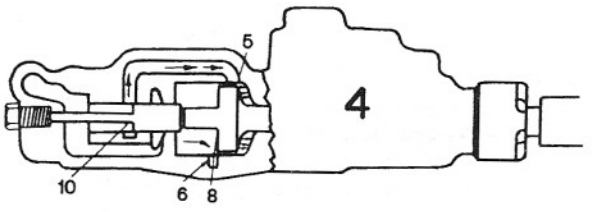


Figura 2.9. *El pistón comprime el aire que se encuentra delante.*

4. El pistón continúa moviéndose hacia adelante a causa de su inercia hasta que golpea al adaptador de culata. Entonces el borde trasero de la cabeza del pistón (8) ha descubierto la lumbrera de escape (6) y el aire de la parte trasera es expulsado a la atmósfera.

Mientras esto sucede, el extremo trasero (10) de la cabeza de control del pistón abre la lumbrera frontal de entrada del aire comprimido (5) que empuja el pistón hacia atrás en la carrera de retroceso. Durante esta etapa hay aire comprimido empujando al pistón por su parte frontal (5) y también empujándole por su parte trasera (10). La superficie frontal es mucho mayor que la trasera (10), por lo que el pistón se desplaza hacia atrás.

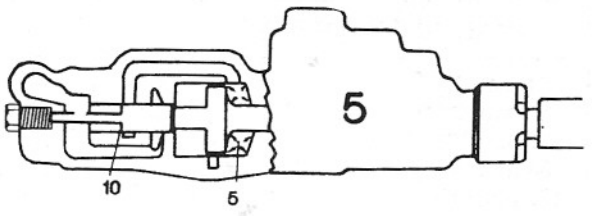


Figura 2.10. *El pistón se acelera hacia atrás.*

5. El pistón se acelera hacia atrás en su carrera de retroceso, hasta que la cabeza de control cubre la lumbrera de entrada de aire (10), entonces, el aire de la zona (5) se expansiona y continúa empujando al pistón hacia atrás.

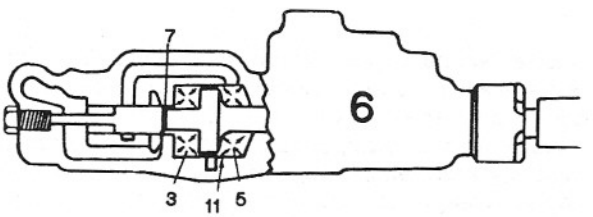


Figura 2.11. *El borde frontal de la cabeza del pistón descubre la lumbrera de escape.*

6. El pistón continúa acelerándose hacia atrás mientras el aire de la parte frontal (5) se expansiona hasta que el borde frontal de la cabeza del pistón (11) descubre la lumbrera de escape, el aire entonces es atrapado en la parte posterior del cilindro (3) y se comprime hasta una presión ligeramente superior a la atmosférica. Obsérvese que el borde frontal de la cabeza de control (7)

acaba de abrir la lumbrera trasera de alimentación de aire comprimido.

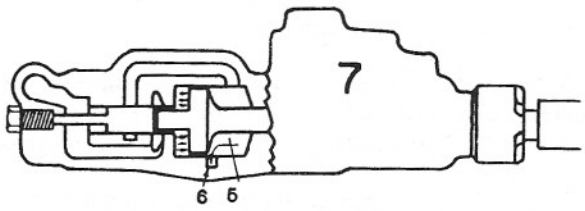


Figura 2.12. *El pistón finaliza la carrera de retroceso.*

7. La carrera de retroceso finaliza cuando la lumbrera trasera de suministro de aire se abre completamente, permitiendo la entrada del aire comprimido tras el pistón. Esto produce un efecto de amortiguación que produce la parada suave del pistón, y al mismo tiempo se prepara para una nueva carrera de trabajo.

Algunas características típicas de estos equipos se indican en la Tabla 2.3.

TABLA 2.3. CARACTERISTICAS MEDIAS DE MARTILLOS NEUMATICOS

Relación diám. pistón/diám. barreno	15 - 1,7
Carrera del pistón (mm)	35 - 95
Frecuencia del golpeo (golpes/min)	1500 - 3400
Velocidad de rotación (r/min)	40 - 400
Consumo relativo de aire (m^3/min. cm. diámetro)	2,1 - 2,8

Las longitudes de perforación alcanzadas con este sistema no suelen superar los 30 m, debido a las importantes pérdidas de energía en la transmisión de la onda de choque y a las desviaciones de los barrenos.

Como se ha indicado, la rotación del varillaje puede conseguirse por dos procedimientos diferentes:

a) Con barra estriada o rueda de trinquetes, y
b) Con motor independiente.

El primer grupo está muy generalizado en las perforadoras ligeras, mientras que el segundo se aplica a barrenos de gran diámetro donde es necesario un par mayor.

En la rotación por barra estriada el pistón tiene forma tubular y rodea a ésta por medio de la tuerca de rotación. La barra va conectada a los componentes estáticos del martillo por medio de trinquetes Fig. 2.13. El extremo frontal del pistón tiene unas estrías planas que engranan con las del buje de rotación. Esto hace que durante la carrera de retroceso el pistón gire arrastrando en el mismo sentido al varillaje. Las barras estriadas pueden elegirse con diferentes pasos, de tal manera que cada 30, 40 ó 50 emboladas se consiga una vuelta completa.

En la rotación por rueda de trinquetes, el extremo frontal del pistón tiene estrías rectas y helicoidales. Las estrías rectas engranan con las de la tuerca del buje de rotación, la cual va unida interiormente a la rueda de trinquetes. También en este caso las varillas sólo giran durante la carrera de retroceso del pistón.

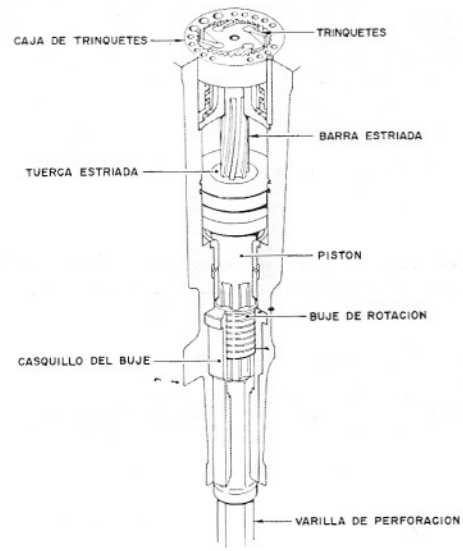


Figura 2.13. *Perforadora con rotación por mecanismo de barra estriada.*

El segundo procedimiento, que es el más extendido, utiliza un motor exterior al martillo neumático o hidráulico. Las ventajas que presenta son:

— Con un pistón del mismo tamaño se posee más energía en el martillo, ya que al eliminar la barra estriada aumenta la superficie útil del pistón sobre la que actúa el aire a presión.
— Se dispone de mayor par, por lo que se puede trabajar con diámetros y longitudes mayores.
— Permite adecuar la percusión y la rotación a las características de la roca a penetrar.
— Aumenta el rendimiento de la perforación.

Este tipo de perforadoras disponen de unos engranajes cilíndricos para transmitir el movimiento de rotación a las varillas. Fig. 2.14.

El campo de aplicación de las perforadoras neumáticas de martillo en cabeza, se ha ido estrechando cada vez más hacia los barrenos cortos con longitudes entre 3 y 15 m, de diámetro pequeño de 50 mm a 100 mm, en rocas duras y terrenos de difícil acceso. Esto se ha debido fundamentalmente al alto consumo de aire comprimido, unos 2,4 m^3/min por cada centímetro de diámetro y a los fuertes desgastes que se producen en todos los accesorios, varillas, manguitos, bocas, etc., por la frecuencia de impactos y forma de la onda de choque transmitida con pistones de gran diámetro.

No obstante, las perforadoras neumáticas presentan aún numerosas ventajas:

— Gran simplicidad
— Fiabilidad y bajo mantenimiento

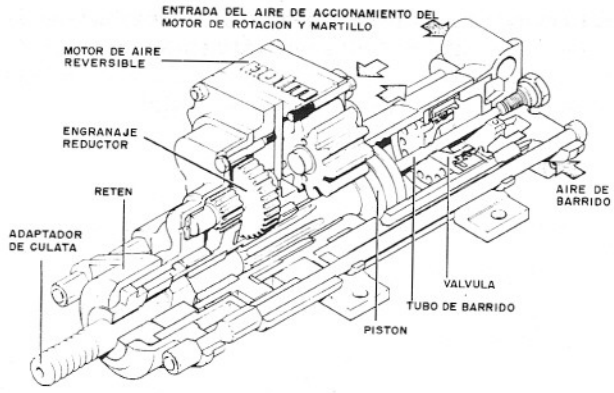


Figura 2.14. *Vista seccionada de una perforadora neumática con mecanismo de rotación independiente (Compair-Holman).*

— Facilidad de reparación
— Precios de adquisición bajos, y
— Posibilidad de utilización de antiguas instalaciones de aire comprimido en explotaciones subterráneas.

3.2. Perforadoras hidráulicas

A finales de los años sesenta y comienzo de los setenta, tuvo lugar un gran avance tecnológico en la perforación de rocas con el desarrollo de los martillos hidráulicos.

Una perforadora hidráulica consta básicamente de los mismos elementos constructivos que una neumática. Fig. 2.15.

La diferencia más importante entre ambos sistemas estriba en que en lugar de utilizar aire comprimido, generado por un compresor accionado por un motor diesel o eléctrico, para el gobierno del motor de rotación y para producir el movimiento alternativo del pistón, un motor actúa sobre un grupo de bombas que suministran un caudal de aceite que acciona aquellos componentes.

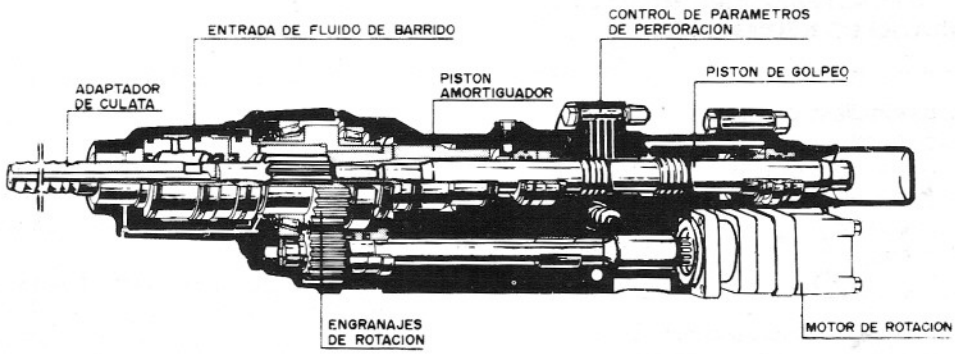


Figura 2.15. *Sección de un martillo hidráulico (Atlas Copco).*

Seguidamente se describe el principio de funcionamiento de un martillo hidráulico de un equipo de superficie, Fig. 2.16 a 2.19.

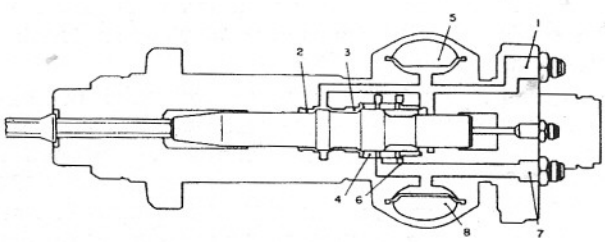


Figura 2.16. *El pistón se encuentra en el extremo delantero de su carrera.*

1. El pistón se muestra estando en el extremo delantero de su carrera. El aceite hidráulico penetra a la perforadora a través del orificio de alta presión (1) y fluye hacia la parte delantera de cilindro (2). Empuja al pistón hacia atrás y al mismo tiempo entra en la cámara del distribuidor (3) empujando al distribuidor (4) a la posición trasera. Una parte del caudal del aceite entra al acumulador de alta presión (HP) (5) comprimiendo el nitrógeno y de este modo acumulando energía. En esta posición el aceite en la parte trasera del cilindro escapa a través del orificio (6) hacia el orificio de retorno (7). El acumulador de baja presión (LP) (8) funciona de la misma manera evitando carga de choque en las mangueras de retorno.

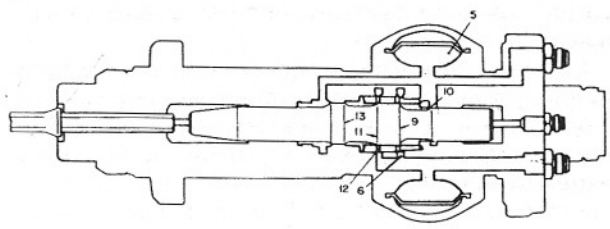


Figura 2.17. *El pistón se desplaza hacia atrás.*

2. Cuando el pistón se ha desplazado hasta el punto en que el borde (9) ha cubierto los orificios (6), el orificio (10) se habrá abierto y la presión que actúa sobre el lado de la alta presión detiene el émbolo. El choque de

presión causado por el émbolo es absorbido en el acumulador (5). Después de esto, el borde (11) deja al descubierto los orificios (12) y el aceite presurizado en la cámara del distribuidor escapa hacia el conducto de retorno. Antes de esto, el borde (13) impide el flujo de aceite hacia la cámara del distribuidor, y la presión en la parte delantera del cilindro fuerza al émbolo hacia atrás.

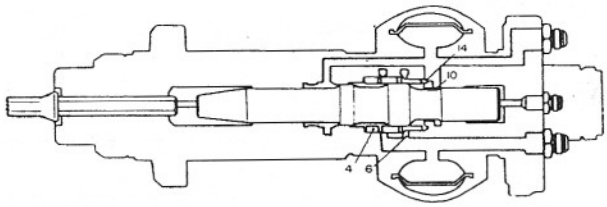


Figura 2.18. *El pistón se encuentra en la posición trasera.*

3. A medida que la presión se reduce en la cámara del distribuidor, la alta presión dominante en la cara posterior del distribuidor (4) lo fuerza hacia adelante y de este modo se cubren los orificios de escape (6). En esta posición el aceite puede fluir hacia la parte trasera del cilindro a través de un orificio de presión (14) entre el distribuidor y el cuerpo. Al mismo tiempo el aceite puede fluir a través del orificio (10) hacia el cilindro.

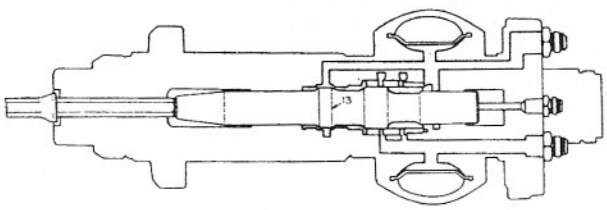


Figura 2.19. *El pistón se mueve hacia adelante.*

4. El pistón se mueve hacia adelante debido al desequilibrio de fuerzas predominante en las partes delanteras y traseras del cilindro. Al mismo tiempo el acumulador de alta presión (HP) descarga aceite al conducto de alta presión (HP) y de este modo aumenta el flujo de aceite al cilindro. Poco antes del punto de percusión del pistón, el borde (12) permite el flujo de aceite hacia la cámara del distribuidor y el desequilibrio de fuerzas entre las caras del distribuidor lo mueven a la posición trasera cerrando la alimentación de aceite a la parte posterior del cilindro. Después del instante de percusión comienza el ciclo de retorno del pistón de la manera indicada anteriormente.

Aunque en un principio la introducción de estos equipos fue más fuerte en trabajos subterráneos, con el tiempo, se ha ido imponiendo en la perforación de superficie complementando a las perforadoras neumáticas.

Las características de estas perforadoras se resumen en la Tabla 2.4.

TABLA 2.4. CARACTERISTICAS MEDIAS DE MARTILLOS HIDRAULICOS

PRESION DE TRABAJO (MPa)	7,5 - 25
POTENCIA DE IMPACTO (kW)	6 - 20
FRECUENCIA DE GOLPEO (golpes/min)	2000 - 5000
VELOCIDAD DE ROTACION (r/min)	0 - 500
PAR MAXIMO (Nm)	100 - 1800
CONSUMO RELATIVO DE AIRE (m^3/min cm diám)	0,6 - 0,9

Según la potencia disponible del martillo se seleccionará el diámetro del varillaje. En la Tabla 2.5, se recogen unas recomendaciones generales.

TABLA 2. 5

DIAMETRO DEL VARILLAJE (mm-pulg)	POTENCIA DISPONIBLE DEL MARTILLO (kW)
25,4-1"	8-12
31,7-1 1/4"	10-14
38,1-1 1/2"	14-16
44,5-1 3/4"	16-18
50,8-2"	18-22

Las razones por las que la perforación hidráulica supone una mejora tecnológica sobre la neumática son las siguientes:

— **Menor consumo de energía:**
Las perforadoras hidráulicas trabajan con fluidos a presiones muy superiores a las accionadas neumáticamente y, además, las caídas de presión son mucho menores. Se utiliza, pues, de una forma más eficiente la energía, siendo sólo necesario por metro perforado 1/3 de la que se consume con los equipos neumáticos.

— **Menor coste de accesorios de perforación:**
La transmisión de energía en los martillos hidráulicos se efectúa por medio de pistones más alargados y de menor diámetro que los correspondientes a los martillos neumáticos. La fatiga generada en el varillaje depende de las secciones de éste y del tamaño del pistón de golpeo, pues, como se observa en la Fig. 2.20, la forma de la onda de choque es mucho más limpia y uniforme en los martillos hidráulicos que en los neumáticos, donde se producen niveles de tensión muy elevados que son el origen de la fatiga sobre el acero y de una serie de ondas secundarias de bajo contenido energético. En la práctica, se ha comprobado que la vida útil del varillaje se incrementa para las perforadoras hidráulicas aproximadamente un 20%.

— **Mayor capacidad de perforación:**
Debido a la mejor transmisión de energía y forma

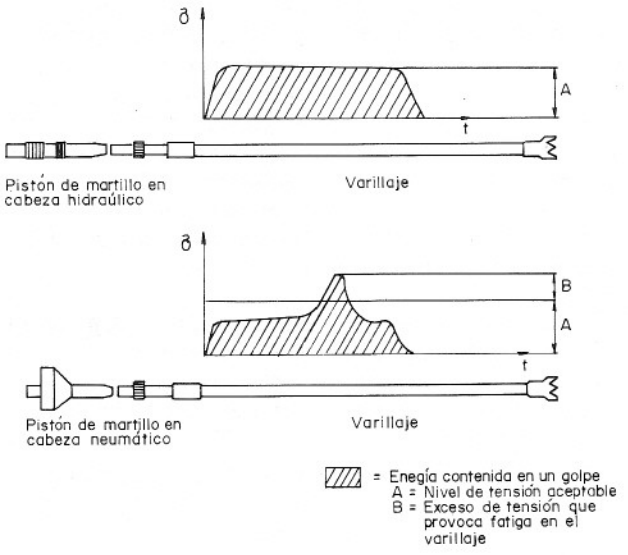


Figura 2.20. *Ondas de choque en martillos hidráulicos y neumáticos.*

de la onda, las velocidades de penetración de las perforadoras hidráulicas son de un 50 a un 100% mayores que las que los equipos neumáticos.

— **Mejores condiciones ambientales:**
Los niveles de ruido en una perforadora hidráulica son sensiblemente menores a los generados por una neumática, debido a la ausencia del escape de aire. Principalmente, esto es así en el campo de las bajas frecuencias, donde los auriculares protectores son menos eficientes.
Además, en las labores subterráneas no se produce la niebla de agua y aceite en el aire del frente, mejorando el ambiente y la visibilidad del operario.
Por otro lado, la hidráulica ha permitido un diseño más ergonómico de los equipos, haciendo que las condiciones generales de trabajo y de seguridad sean mucho más favorables.

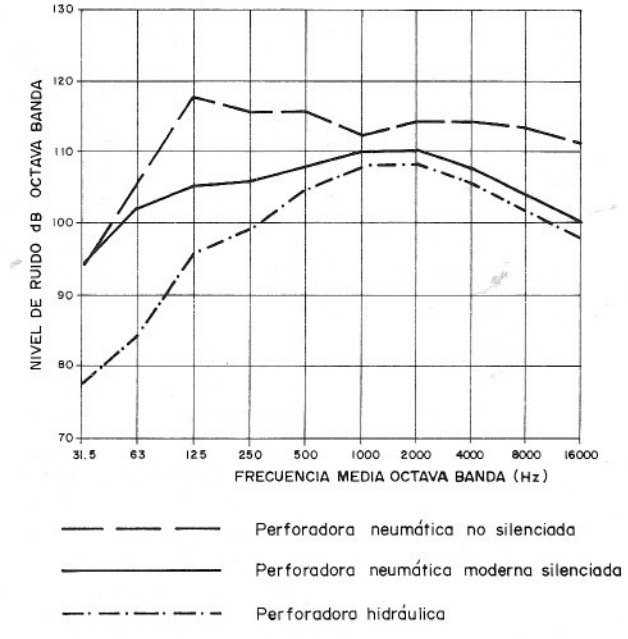


Figura 2.21. *Menor nivel de ruido producido por las perforadoras hidráulicas.*

— **Mayor elasticidad de la operación:**
Es posible variar dentro de la perforadora la presión de accionamiento del sistema y la energía por golpe y frecuencia de percusión.

— **Mayor facilidad para la automatización:**
Estos equipos son mucho más aptos para la automatización de operaciones, tales como el cambio de varillaje, mecanismos antiatranque, etc.

Por el contrario, los inconvenientes que presentan son:

— Mayor inversión inicial.

— Reparaciones más complejas y costosas que en las perforadoras neumáticas, requiriéndose una mejor organización y formación del personal de mantenimiento.

4. PERFORACION CON MARTILLO EN FONDO

Estos martillos se desarrollaron en 1951 por Stenuick y desde entonces se han venido utilizando con una amplia profusión en explotaciones a cielo abierto de rocas de resistencia media, en la gama de diámetros de 105 a 200 mm, aunque existen modelos que llegan hasta los 915 mm.

La extensión de este sistema a trabajos subterráneos es relativamente reciente, ya que fue a partir de 1975 con los nuevos métodos de Barrenos Largos y de Cráteres Invertidos cuando se hizo popular en ese sector.

En la actualidad, en obras de superficie este método de perforación está indicado para rocas duras y diámetros superiores a los 150 mm, en competencia con la rotación, debido al fuerte desarrollo de los equipos hidráulicos con martillo en cabeza.

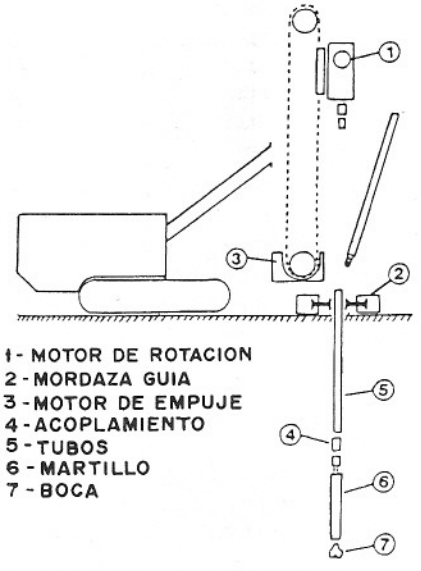


Figura 2.22. *Esquema de los componentes de un carro perforador con martillo en fondo.*

El funcionamiento de un martillo en fondo se basa en que el pistón golpea directamente a la boca de perforación. El fluido de accionamiento es aire comprimido que se suministra a través de un tubo que constituye el soporte y hace girar al martillo. La rotación es efectuada por un simple motor neumático o hidráulico montado en el carro situado en superficie, lo mismo que el sistema de avance. Fig. 2.22.

La limpieza del detrito se efectúa por el escape del aire del martillo a través de los orificios de la boca.

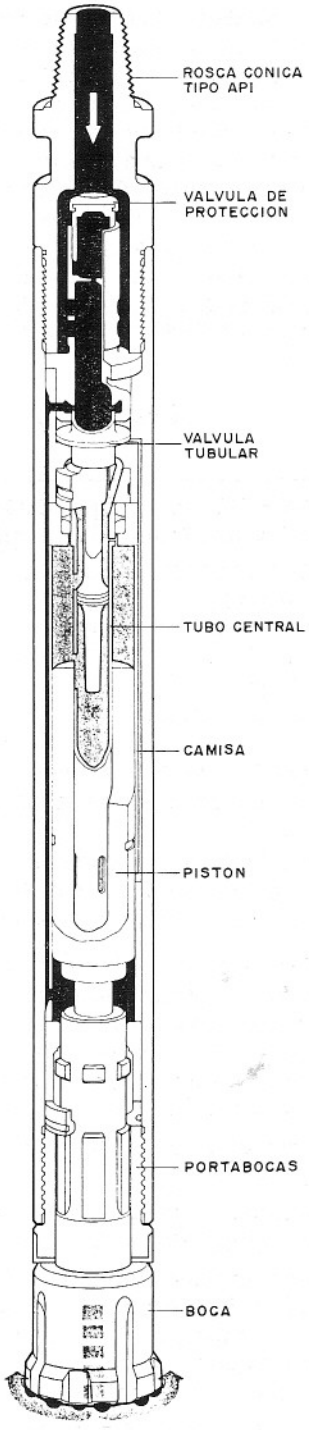


Figura 2.23. *Martillo en fondo (Atlas Copco).*

En los martillos en fondo, generalmente, la frecuencia de golpeo oscila entre 600 y 1.600 golpes por minuto.

El diseño actual de los martillos en fondo es mucho más simple que el de los primitivos que incorporaban una válvula de mariposa para dirigir el aire alternativamente a la parte superior del pistón. Los martillos sin válvulas son accionados por las nervaduras o resaltes del propio pistón, permitiendo aumentar la frecuencia de golpeo, disminuir sensiblemente el consumo de aire y el riesgo de dieselización.

Para evitar la entrada del agua, por efecto de la presión hidráulica, los martillos pueden disponer de una válvula antirretorno en la admisión del aire.

La relación carrera/diámetro del pistón en los martillos en cabeza es menor o igual a 1, pero en los martillos en fondo como las dimensiones del pistón están limitadas por el diámetro del barreno, para obtener la suficiente energía por golpe la relación anterior es del orden de 1,6 a 2,5 en los calibres pequeños y tendiendo a 1 en los grandes.

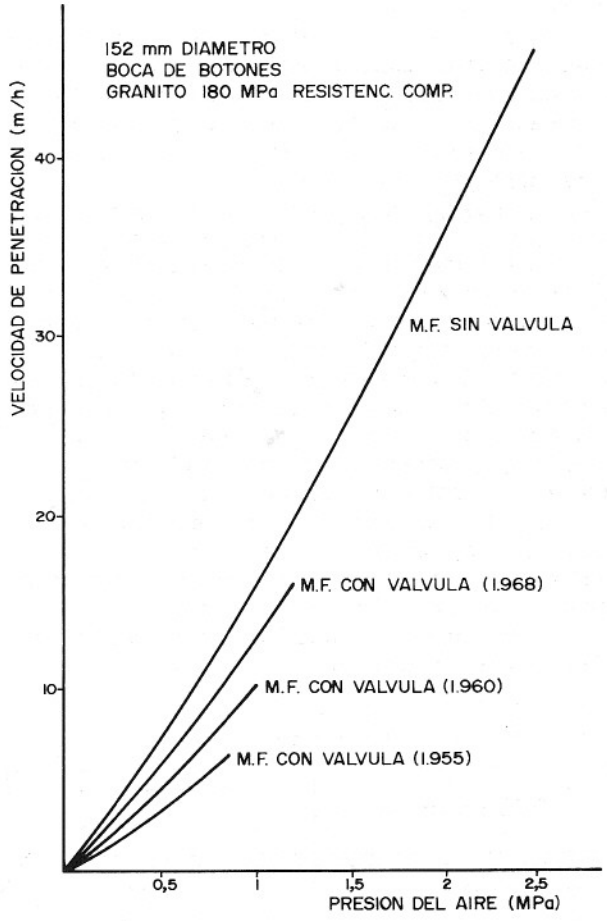


Figura 2.24. *Velocidad de penetración para diferentes martillos en fondo y presiones de aire (Ingersoll-Rand).*

Si se analiza la fórmula de la potencia proporcionada por una perforadora rotopercutiva:

$$P_M = \frac{p_m^{1,5} \times A_p^{1,5} \times l_p^{0,5}}{m_p^{0,5}}$$

siendo:

p_m = Presión del aire que actúa sobre el pistón.
A_p = Area efectiva del pistón.
l_p = Carrera del pistón.
m_p = Masa del pistón.

se ve que la presión del aire es la variable que tiene una mayor influencia sobre la velocidad de penetración obtenida con un martillo en fondo. Actualmente, existen equipos sin válvulas que operan a altas presiones, 2 a 2,5 MPa, consiguiendo altos rendimientos.

Con el fin de evitar la percusión en vacío los martillos suelen ir provistos de un sistema de protección que cierran el paso del aire al cilindro cuando la boca no se apoya en la roca del fondo del taladro.

La sujeción de las bocas al martillo se realiza por dos sistemas: el primero, a modo de bayoneta, consiste en introducir la boca en el martillo y girarla en un sentido, normalmente a izquierda, quedando así retenida; el segundo, mediante el empleo de elementos retenedores, semianillas o pesadores.

Cuando se perfora una formación rocosa en presencia de agua, debe disponerse de un compresor con suficiente presión de aire para proceder en determinados momentos a su evacuación. De lo contrario, el peso de la columna de agua hará caer el rendimiento de perforación.

En cuanto al empuje que debe ejercerse para mantener la boca lo más en contacto posible con la roca, una buena regla práctica es la de aproximarse a los 85 kg por cada centímetro de diámetro. Un empuje excesivo no aumentará la penetración, sino que acelerará los desgastes de la boca y aumentará los esfuerzos sobre el sistema de rotación. Cuando se perfore a alta presión se precisará al principio una fuerza de avance adicional para superar el efecto de contraempuje del aire en el fondo del barreno, sucediendo lo contrario cuando la profundidad sea grande y el número de tubos tal que supere al peso recomendado, siendo necesario entonces que el perforista accione la retención y rotación para mantener un empuje óptimo sobre la boca.

Las velocidades de rotación aconsejadas en función del tipo de roca son:

TABLA 2.6

TIPO DE ROCA	VELOCIDAD DE ROTACION (r/min)
Muy blanda	40 - 60
Blanda	30 - 50
Media	20 - 40
Dura	10 - 30

Como regla práctica puede ajustarse la velocidad de rotación a la de avance con la siguiente expresión:

Velocidad rotación (r/min) = 1,66 × Velocidad penetración (m/h)

Además del aire, como fluido de barrido puede emplearse el agua y la inyección de un espumante. Éste último, presenta diversas ventajas ya que se consigue una buena limpieza en grandes diámetros con aire insuficiente, con velocidades ascensionales más bajas (hasta 0,77 m/s), y permite mantener estables las paredes de los taladros en formaciones blandas. Este método es especialmente indicado en la perforación de pozos de agua en terrenos poco consolidados.

La lubricación de los martillos en fondo es de vital importancia. Los consumos de aceite varían con los diferentes modelos, pero como regla general se recomienda 1 litro de aceite por hora por cada 17 m^3/min de caudal de aire suministrado. Cuando se perfora a alta presión se aconseja un consumo mínimo continuo de 1 l/h. Si se emplea agua o espumantes debe aumentarse la cantidad de aceite.

En cuanto al tamaño de los tubos, éstos deben tener unas dimensiones tales que permitan la correcta evacuación de los detritus por el espacio anular que queda entre ellos y la pared del barreno. Los diámetros recomendados en función del calibre de perforación se indican en la Tabla 2.7.

TABLA 2.7

DIAMETRO DE PERFORACION (mm)	DIAMETRO DE LA TUBERIA (mm)
102-115	76
127-140	102
152-165	114
200	152

Las ventajas de la perforación con martillo en fondo, frente a otros sistemas, son:

— La velocidad de penetración se mantiene prácticamente constante a medida que aumenta la profundidad de los barrenos. Fig. 2.25.

— Los desgastes de las bocas son menores que con martillo en cabeza,debido a que el aire de accionamiento que pasa a través de la boca limpiando la superficie del fondo asciende eficazmente por el pequeño espacio anular que queda entre la tubería y la pared del barreno.

— Vida más larga de los tubos que de las varillas y manguitos.

— Desviaciones de los barrenos muy pequeñas, por lo que son apropiados para taladros de gran longitud.

— La menor energía por impacto y la alta frecuencia de golpeo favorecen su empleo en formaciones descompuestas o con estratificación desfavorable.

— Se precisa un par y una velocidad de rotación menores que en otros métodos de perforación.

— No se necesitan barras de carga y con carros de pequeña envergadura es posible perforar barrenos de gran diámetro a profundidades elevadas.

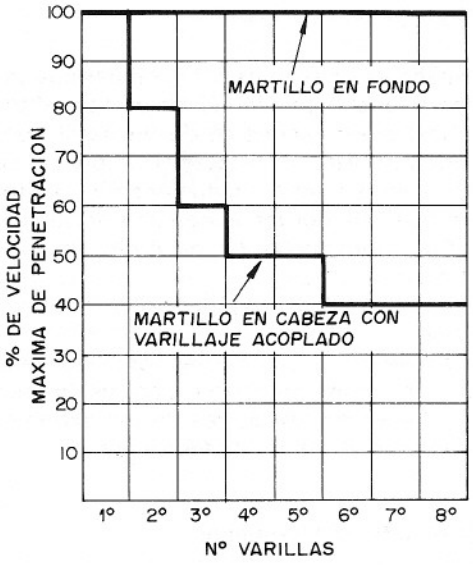


Figura 2.25. *Variación de la velocidad de penetración con el número de varillas en los martillos en cabeza y en fondo (Ingersoll-Rand).*

— El coste por metro lineal es en diámetros grandes y rocas muy duras menor que con perforación rotativa.

— El consumo de aire es más bajo que con martillo en cabeza neumático.

— El nivel de ruido en la zona de trabajo es inferior al estar el martillo dentro de los barrenos.

Por el contrario, los inconvenientes que presenta son:

— Velocidades de penetración bajas.

— Cada martillo está diseñado para una gama de diámetros muy estrecha que oscila en unos 12 mm.

— El diámetro más pequeño está limitado por las dimensiones del martillo con un rendimiento aceptable, que en la actualidad es de unos 76 mm.

— Existe un riesgo de pérdida del martillo dentro de los barrenos por atranques y desprendimientos del mismo.

— Se precisan compresores de alta presión con elevados consumos energéticos.

En la actualidad, el sistema de martillo en fondo en el rango de 76 a 125 mm está siendo desplazado por la perforación hidráulica con martillo en cabeza.

En la Tabla 2.8. se indican las características técnicas de algunos martillos en fondo.

TABLA 2.8 CARACTERISTICAS DE ALGUNOS MARTILLOS EN FONDO

DIAMETRO DE PERFORACION (mm)	100	125	150	200	300
DIAMETRO DE PISTON (mm)	75	91	108	148	216
CARRERA DEL PISTON (mm)	100	102	102	100	100
PESO DEL MARTILLO (kg)	38,5	68,5	106	177	624
CONSUMO DE AIRE (m^3/min a 1 MPa)	4,7	6,7	10,1	17,1	28,2
RELACION DIAM. BARRENO/DIAM. PISTON	1,33	1,37	1,39	1,35	1,39
CONSUMO RELATIVO DE AIRE (m^3/min cm)	0,47	0,54	0,67	0,86	0,94

5. SISTEMAS DE AVANCE

Como se ha indicado anteriormente, para obtener un rendimiento elevado de las perforadoras las bocas deben estar en contacto con la roca y en la posición adecuada en el momento en que el pistón transmite su energía mediante el mecanismo de impactos. Para conseguir esto, tanto en la perforación manual como en la mecanizada, se debe ejercer un empuje sobre la boca que oscila entre los 3 y 5 kN, para los equipos de tipo pequeño, hasta los mayores de 15 kN en las perforadoras grandes.

Los sistemas de avance pueden ser los siguientes:

— Empujadores.
— Deslizaderas de cadena.
— Deslizaderas de tornillo.
— Deslizaderas de cable.
— Deslizaderas hidráulicas.

Los empujadores telescópicos se utilizan tanto para la perforación de barrenos horizontales como verticales, denominándose en este último caso empujadores de columna.

5.1. Empujadores

Básicamente, un empujador consta de dos tubos. Uno exterior de aluminio o de un metal ligero, y otro interior de acero que es el que va unido a la perforadora. El tubo interior actúa como un pistón de doble efecto, controlándose su posición y fuerza de empuje con una válvula que va conectada al circuito de aire comprimido, Fig. 2.26.

5.2. Deslizaderas de cadena

Este sistema de avance está formado por una cadena que se desplaza por dos canales y que es arrastrada por un motor neumático o hidráulico, según el fluido que se utilice en el accionamiento del martillo, a través de un reductor y un piñón de ataque, Fig. 2.27.

La cadena actúa sobre la cuna del martillo que se desplaza sobre el lado superior de la deslizadera.

Las ventajas de este sistema, que es muy utilizado tanto en equipos de superficie como subterráneos, son: el bajo precio, la facilidad de reparación y la posibilidad de longitudes de avance grandes. Por el contrario, presentan algunos inconvenientes como son: mayores desgastes en ambientes abrasivos, peligroso si se rompe la cadena perforando hacia arriba y dificultad de conseguir un avance suave cuando las penetraciones son pequeñas.

5.3. Deslizaderas de tornillo

En estas deslizaderas el avance se produce al girar el tornillo accionado por un motor neumático. Este tornillo es de pequeño diámetro en relación con su longitud y está sujeto a esfuerzos de pandeo y vibraciones durante la perforación. Por esta razón, no son usuales longitudes superiores a los 1,8 m.

Las principales ventajas de este sistema son: una fuerza de avance más regular y suave, gran resistencia al desgaste, muy potente y adecuado para barrenos profundos, menos voluminoso y más seguro que el sistema de cadena.

Sin embargo, los inconvenientes que presentan son: un alto precio, mayor dificultad de reparación y longitudes limitadas.

5.4. Deslizaderas de cable

En Canadá es un sistema muy popular que va montado sobre unos jumbos denominados «Stopewagons». Básicamente constan de un perfil hueco de extrusión sobre el que desliza la perforadora. Un pistón se desplaza en su interior unido por ambos extremos a un cable que sale por los extremos a través de unos cierres. El accionamiento del pistón es neumático.

Las ventajas que presentan son: el bajo precio, la simplicidad y facilidad de reparación, la robustez y vida en operación.

Los inconvenientes principales son: están limitados a equipos pequeños y a barrenos cortos, las pérdidas de aire a través de los cierres de los extremos y el peligro en caso de rotura de los cables.

5.5. Deslizaderas hidráulicas

El rápido desarrollo de la hidráulica en la última década ha hecho que este tipo de deslizaderas incluso se utilice en perforadoras neumáticas. El sistema consta de un cilindro hidráulico que desplaza a la perforadora a lo largo de la viga soporte, Fig. 2.28.

Las deslizaderas hidráulicas presentan las siguientes ventajas: simplicidad y robustez, facilidad de control y precisión, capacidad para perforar grandes profundidades y adaptabilidad a gran variedad de máquinas y longitudes de barrenos.

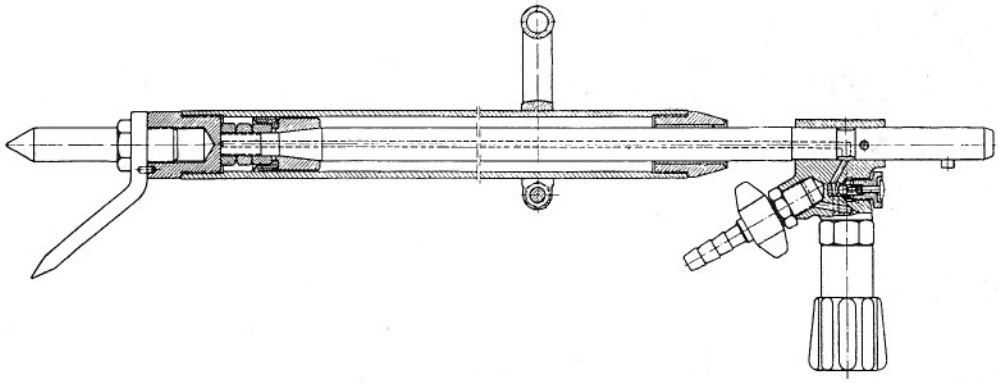


Figura 2.26. *Sección de un empujador neumático (Padley & Venables).*

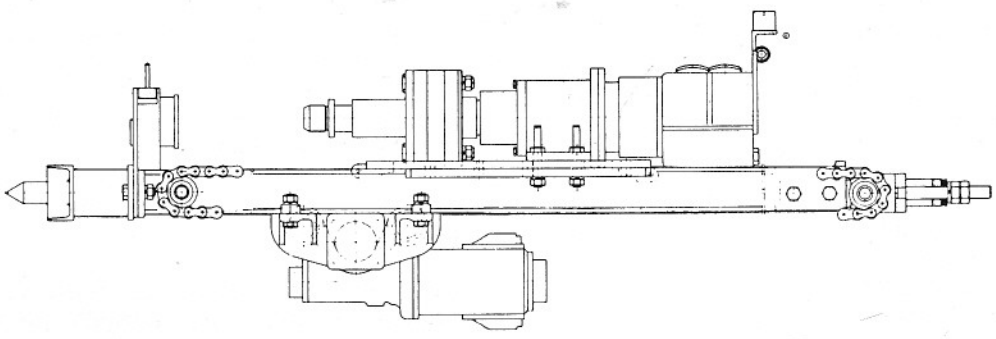


Figura 2.27. *Deslizadera de cadena (Padley & Venables).*

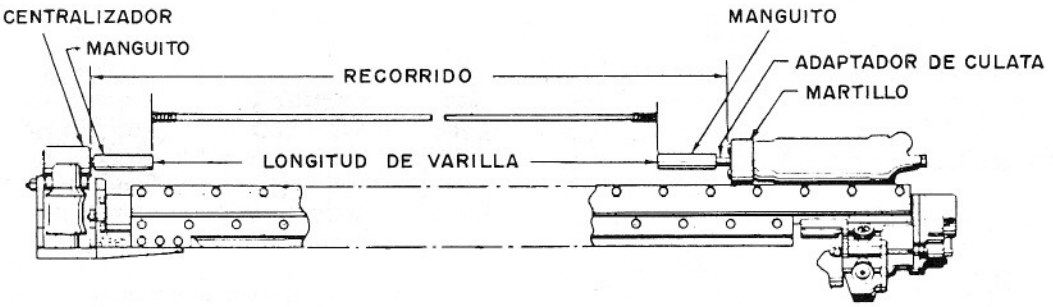


Figura 2.28. *Deslizadèra de tornillo (Padley & Venables).*

Por el contrario, los problemas que plantean son: mayores precios, necesidad de un accionamiento hidráulico independiente, peor adaptación en las perforadoras percutivas que en las rotativas y desgastes en el cilindro empujador.

6. SISTEMAS DE MONTAJE

En los tipos de trabajo que realizan los equipos de perforación, los sistemas de montaje pueden diferenciarse según sean para aplicaciones subterráneas o a cielo abierto.

Dentro de este epígrafe también se describen los martillos manuales.

6.1. Sistemas de montaje para aplicaciones subterráneas

Los equipos de perforación que más se utilizan en labores de interior son los siguientes:

— Jumbos para excavación de túneles y galerías, explotaciones por corte y relleno, por cámaras y pilares, etc.

— Perforadoras de barrenos largos en abanico en el método de cámaras por subniveles.

— Perforadoras de barrenos largos para sistemas de cráteres invertidos y cámaras por banqueo.

Otras unidades como son los vagones perforadores sobre neumáticos y los carros sobre orugas se describen con más detalle junto a las máquinas de cielo abierto.

Los montajes especiales para la ejecución de chimeneas y pozos se ven en un capítulo aparte.

A. Jumbos

Los jumbos son unidades de perforación equipadas con uno o varios martillos perforadores cuyas principales aplicaciones en labores subterráneas se encuentran en:

— Avance de túneles y galerías.
— Bulonaje y perforación transversal.
— Banqueo con barrenos horizontales.
— Minería por corte y relleno.

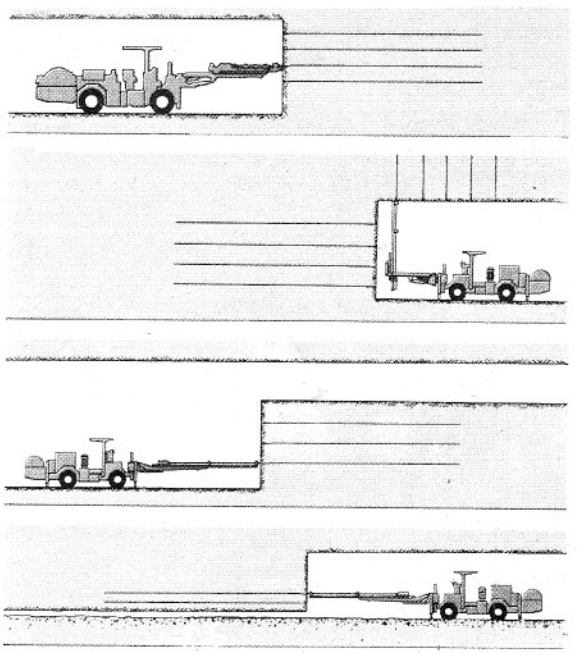


Figura 2.29. *Aplicaciones de los jumbos.*

Los componentes básicos de estos equipos son: el mecanismo de traslación, el sistema de accionamiento, los brazos, las deslizaderas y los martillos. Fig. 2.30.

Estas máquinas pueden ser remolcables o más habitualmente autopropulsadas. Estas últimas disponen de un tren de rodaje sobre: neumáticos, orugas o carriles.

El primero, es el más extendido por la gran movilidad que posee (hasta 15 km/h), por la resistencia frente a las aguas corrosivas y por los menores desgastes sobre pisos irregulares. Los chasis en la mayoría de los casos son articulados,posibilitando los trabajos de excavaciones con curvas.

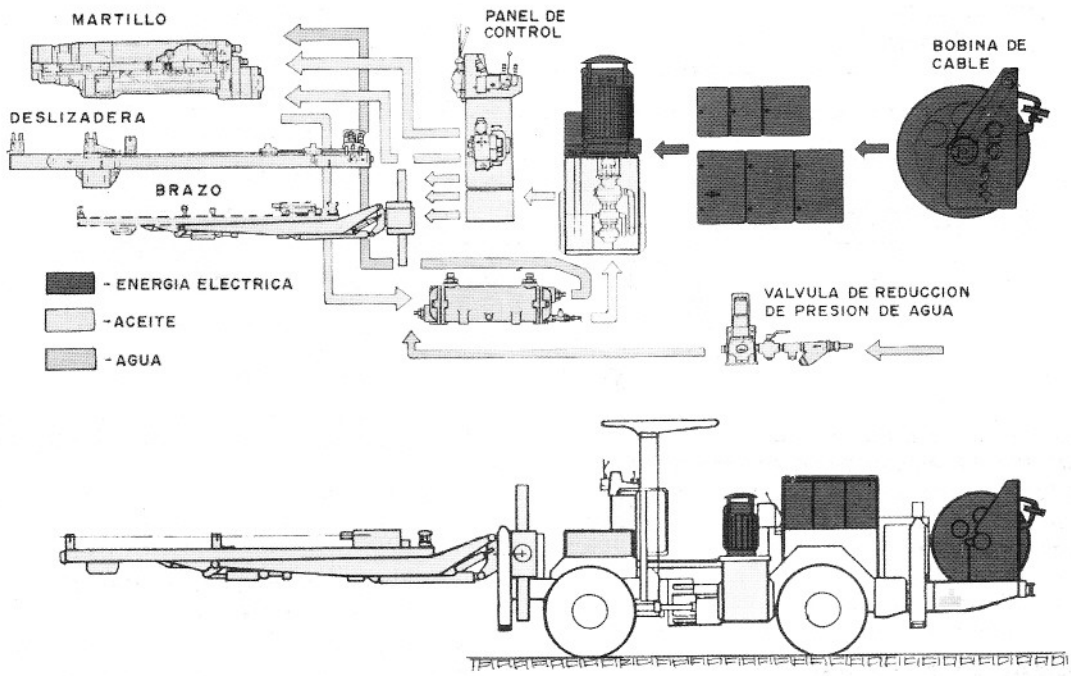


Figura 2.30. *Componentes principales de un jumbo (Tamrock).*

El montaje sobre orugas se utiliza con muy mal piso, galerías estrechas, con pendientes altas (15°-20°) y pocas curvas. No son muy frecuentes en trabajos subterráneos. Fig. 2.31.

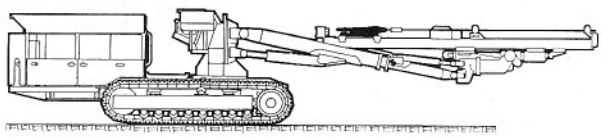


Figura 2.31. *Jumbo sobre orugas (Atlas Copco).*

Los jumbos sobre carriles, que han caído muy en desuso, encuentran aplicación cuando los trabajos presentan: una gran longitud, pequeña sección, problemas de ventilación y los equipos de carga y transporte del material se desplazan también sobre carril. Con estos equipos es imprescindible que desde cada posición el jumbo pueda perforar todos los barrenos previstos. Fig. 2.32.

Las fuentes de energía pueden ser: diesel, eléctrica o de aire comprimido. Los motores diesel que sirven para el accionamiento del tren de rodadura, por transmisión mecánica o hidráulica, pueden usarse también para accionar todos los elementos de perforación, incluidas las unidades compresoras e hidráulicas. Este sistema se utiliza en proyectos de pequeña envergadura y cuando no existen problemas de contaminación en el frente. Más habitual es emplear el motor diesel para el desplazamiento del equipo y un motor eléctrico para el accionamiento de los elementos de perforación. En este caso se necesita disponer de una instalación de distribución de energía eléctrica. Por último, el aire comprimido sólo se usa cuando se dispone de una red en buen estado, en caso contrario el sistema se desecha casi siempre.

Los brazos de los jumbos modernos están accionados hidráulicamente existiendo una gran variedad de diseños, pero, pueden clasificarse en los siguientes grupos: de tipo trípode, de giro en la base o en línea. Del número de cilindros y movimientos del brazo dependen la cobertura y posibilidades de trabajo de los jumbos, por lo que la selección de los brazos es un aspecto muy importante, sobre todo en obra pública, más que en minería, ya que las labores a realizar son muy variadas.

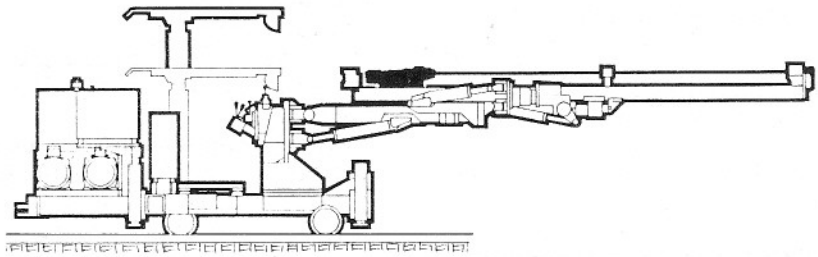


Figura 2.32. *Jumbo sobre carriles (Atlas Copco).*

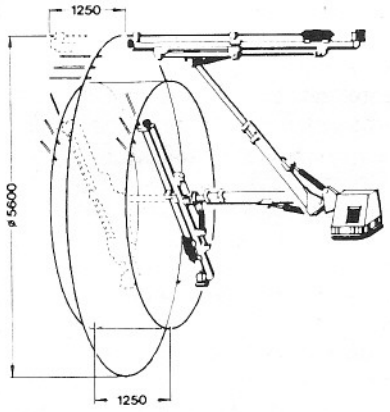


Figura 2.33. *Brazo con giro en la base (Atlas Copco).*

También existen brazos de extensión telescópica con incrementos de longitud entre 1,2 y 1,6 m.

El número y dimensión de los brazos está en función del avance requerido, la sección del túnel y el control de la perforación para evitar sobreexcavaciones.

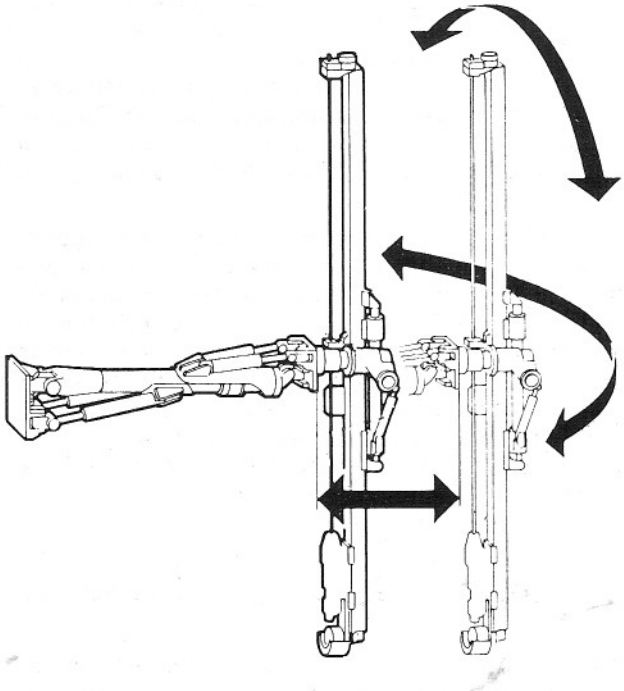


Figura 2.34. *Brazo extensible con giro en línea (Atlas Copco).*

Como criterios generales debe cumplirse que: el número de barrenos que realiza cada brazo sea aproximadamente el mismo, la superposición de coberturas entre brazos no sea superior del 30% y el orden de ejecución de los barrenos sea el que permita globalmente unos tiempos de desplazamiento de los brazos menor.

Para calcular el número de brazos de que debe disponer un jumbo por cada operador y el rendimiento del mismo, pueden emplearse las siguientes fórmulas:

$$N_b = \frac{L_v \times e}{VP \times t_m}$$

$$P_j = \frac{60 \times L_v \times N_b \times e}{\frac{L_v \times t_b}{l_b} + t_m + \frac{L_v}{VP}}$$

donde:

N_b = Número de brazos por operador.

P_j = Producción del jumbo por operador (m/h).

L_v = Longitud de la varilla (m).

VP = Velocidad de penetración (m/h).

t_m = Tiempo de sacar varilla, movimiento de la deslizadera y emboquille (1-2 min).

t_b = Tiempo de cambio de boca (1,5 - 3 min).

l_b = Metros de barreno por cada boca (m).

e = Eficiencia del operador (0,5 - 0,8).

Las deslizaderas pueden ser de las clases descritas anteriormente, predominando las de cadena y de tornillo sinfín. Son más ligeras que las utilizadas a cielo abierto, y disponen el motor de avance en la parte posterior de las mismas para evitar los golpes. Además de los centralizadores finales, se emplean centralizadores intermedios para suprimir el pandeo del varillaje que suele ser de gran longitud y pequeña sección. Como no es normal añadir varillas para la perforación de una pega, éstas llegan a tener longitudes de hasta 4,20 m, e incluso mayores. Cuando el operador tiene que controlar varios barrenos, el control de las deslizaderas puede ser automático con detención de la perforación cuando se alcanza una profundidad predeterminada, o el martillo ha terminado su recorrido sobre la deslizadera. Asimismo, es normal incorporar un sistema de paralelismo automático para eliminar las desviaciones por errores de angulación y dispositivos de emboquille a media potencia.

Las perforadoras pueden ser rotopercutivas o rotativas, según el tipo de roca que se desee volar, el diámetro de perforación y el rendimiento exigido. Estas perforadoras, a diferencia de las de cielo abierto, tienen un perfil bajo para poder realizar correctamente los barrenos de contorno, sin una inclinación excesiva que dé lugar a dientes de sierra. Por esta razón, los sistemas de rotación de los martillos suelen ir en posición opuesta a la de los de cielo abierto, quedando dentro de las deslizaderas.

Los diámetros de perforación dependen de la sección de los túneles o galerías, que para una roca de resistencia media a dura, pueden fijarse según lo indicado en la Tabla 2.9.

TABLA 2.9.

SECCION DE EXCAVACION (m^2)	DIAMETRO DE PERFORACION (mm)
< 10	27 - 40
10 - 30	35 - 45
> 30	38 - 51

Como para esos calibres el varillaje, tanto si es integral como extensible, está entre los 25 mm y los 37 mm de diámetro, las perforadoras de interior son mucho más ligeras que las de cielo abierto con energías por golpe más bajas y frecuencias de impacto mayores.

En cuanto a los martillos, la tendencia ha sido la utilización progresiva de los accionados de forma hidráulica en sustitución de los neumáticos, debido a todas las ventajas descritas en epígrafes precedentes, a las que hay que añadir aquella que se refiere a la de menor contaminación por las nieblas de aceite y eliminación de los problemas de hielo en escapes.

Para la perforación de grandes túneles o cámaras, se utilizan los jumbos de estructura porticada Fig. 2.35. Dichas estructuras se diseñan para un trabajo específico y permiten el paso de la maquinaria de carga y transporte del material volado habiendo trasladado el jumbo previamente a una distancia adecuada del frente.

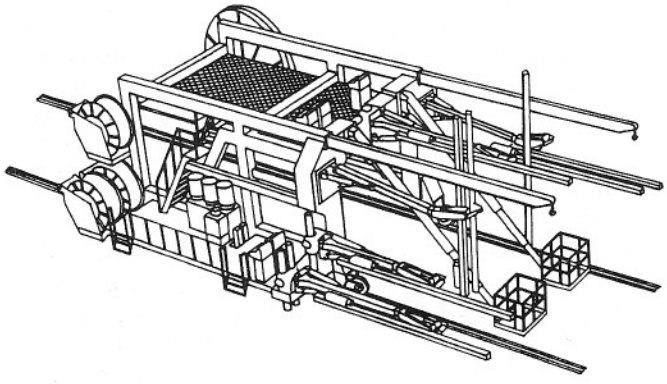


Figura 2.35. *Jumbo de tipo pórtico (Tamrock).*

Estos jumbos pueden llevar montados gran número de brazos, así como las cestas de accionamiento hidráulico para permitir a los artilleros la carga de los barrenos o proceder a las labores de sostenimiento.

B. Perforadoras de barrenos largos en abanico

En minería metálica subterránea se aplican con frecuencia los métodos de explotación conocidos por cámaras y hundimientos por subniveles. Para el arranque con explosivos es necesario perforar con precisión barrenos de longitudes entre los 20 y 30 m, dispuestos en abanico sobre un plano vertical o inclinado, ascendentes y descendentes.

Inicialmente se empleaban martillos neumáticos con diámetros entre 50 y 65 mm. Los rendimientos de perforación y productividades en el arranque que se conseguían eran bastante bajas.

Los equipos que, aún hoy día, se utilizan constan de unos martillos montados sobre deslizaderas, generalmente de tornillo sinfín, que sujetas a unos soportes de balancín o coronas ancladas a una barra transversal, permiten cubrir todo un esquema de perforación en abanico desde una misma posición.

Los equipos más pequeños van instalados sobre un patín o skip conectado a un panel de control y los medianos sobre vagones de neumáticos autopropulsados.

Las unidades disponen de control remoto para el manejo de las perforadoras, así como de engrasadores de línea y dispositivos de apoyo sobre los hastiales de la excavación para evitar los movimientos del conjunto.

Últimamente, el empleo de martillos hidráulicos y varillajes pesados ha permitido llegar a diámetros de 102 y 115 mm haciendo de nuevo interesantes estos métodos de laboreo, ya que habían perdido terreno frente a otros alternativos como el de cráteres invertidos o cámaras por banqueo.

Los equipos de mayor envergadura disponen de un sistema de perforación electrohidráulico, semejante al de los jumbos sobre neumáticos, y un motor térmico para los traslados o incluso para el accionamiento de la central hidráulica.

Los chasis son generalmente rígidos sobre orugas o neumáticos, aunque existen también unidades articuladas sobre neumáticos. Las deslizaderas varían según el fabricante, pudiendo ser de cadena, tornillo sinfín o de cilindro telescópico. Estas deslizaderas pueden moverse lateralmente para perforar barrenos paralelos o girar 360° para realizar barrenos en abanico.

Para conseguir un posicionamiento firme y seguro durante el emboquille y la perforación se dispone de cilindros de anclaje de techo y muro.

C. Perforación de barrenos largos de gran diámetro

La aplicación del método de Cráteres Invertidos y su derivado de Barrenos Largos supuso hace algunos

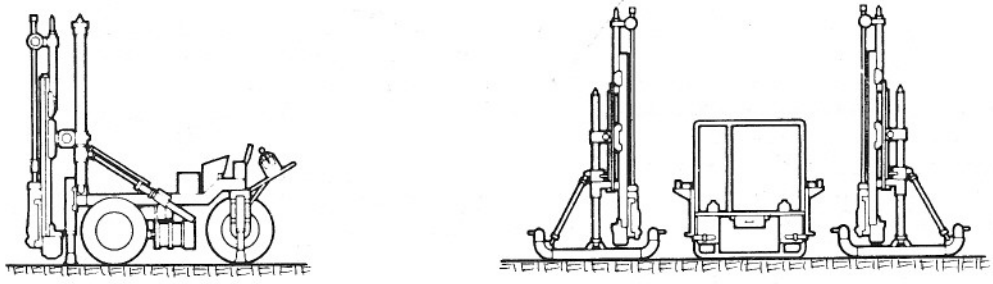


Figura 2.36. *Vagón de perforación y equipo sobre patín para la ejecución de barrenos largos (Atlas Copco).*

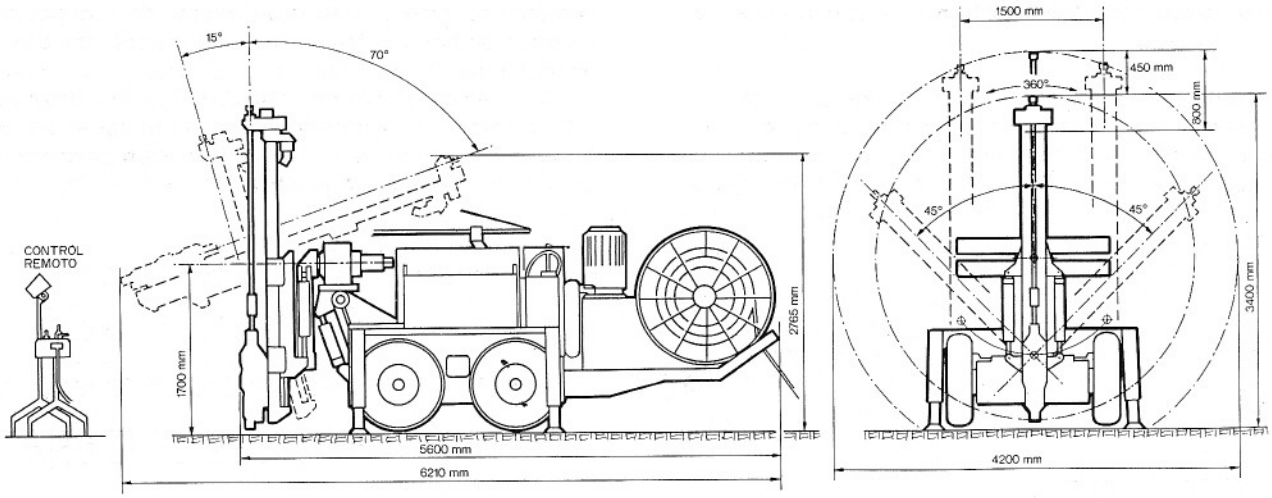


Figura 2.37. *Equipo de perforación de barrenos largos montado sobre chasis de neumáticos (Atlas Copco).*

años una revolución en la minería metálica, ya que permiten el empleo de grandes diámetros y esquemas de perforación, que se traducen en unos altos rendimientos y productividades y bajos costes de arranque.

La perforación se realiza en diámetros que oscilan entre los 100 y 200 mm, y generalmente con martillos en fondo de alta presión con los que se consiguen velocidades de penetración interesantes.

Aunque existen algunas máquinas montadas sobre neumáticos, el tipo de chasis más utilizado es el de orugas. Las principales diferencias de estos carros si se comparan con los de cielo abierto son:

— Tienen un diseño más compacto con una deslizadera más corta y robusta, y sistema de avance por cilindro hidráulico o cadena.

— Disponen de gatos hidráulicos de nivelación.

— La cabeza de rotación proporciona un gran par de giro y amplio control sobre la velocidad de rotación.

Además de la perforación de los barrenos de producción se utilizan en otros trabajos como son: taladros para desagües, ventilación, rellenos hidráulicos, conducción de líneas eléctricas, cueles en galerías y túneles, así como para el avance de chimeneas.

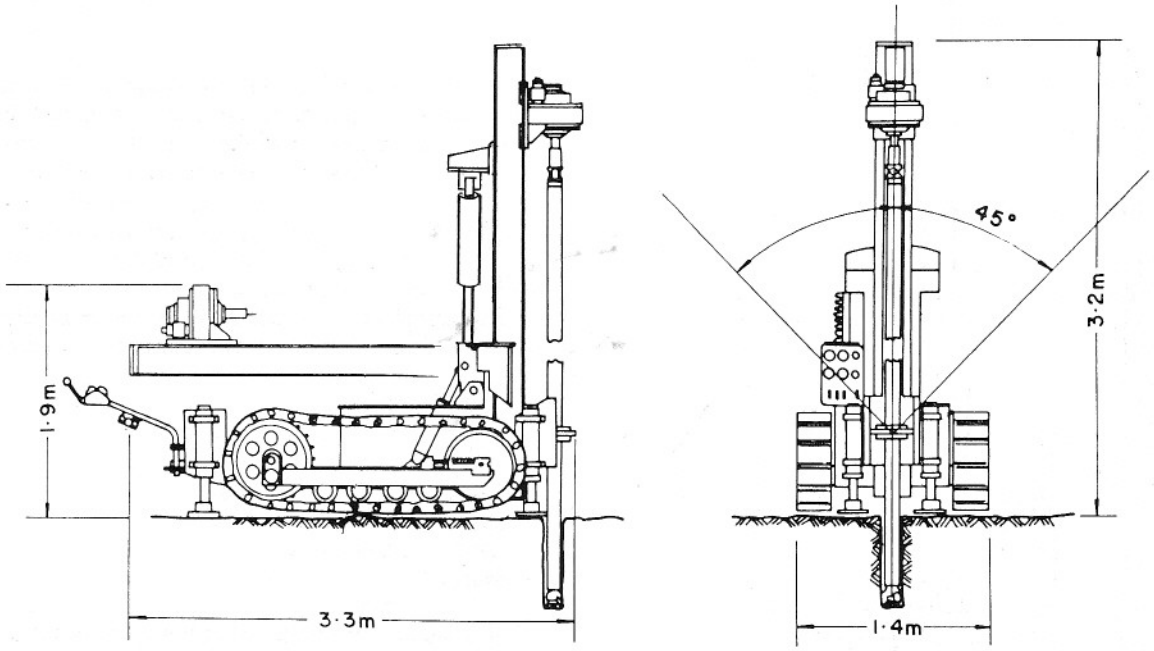


Figura 2.38. *Equipo subterráneo de perforación con martillo en fondo (Ingersoll Rand).*

6.2. Sistemas de montaje para aplicaciones a cielo abierto

En los trabajos a cielo abierto los sistemas de montaje de las perforadoras son: chasis ligeros con neumáticos, carros de orugas y sobre camión. Fig. 2.39.

Los primeros intentos para mecanizar los trabajos en canteras consistieron en la utilización de vagones de perforación con ruedas. Estos vagones constan de un pequeño chasis en U con dos ruedas fijas y una tercera giratoria, en cuyo soporte va fijada la barra de tiro para el transporte. Las perforadoras van montadas sobre las deslizaderas, las cuales pueden girar en un plano vertical sobre una barra o soporte transversal. Fig. 2.40.

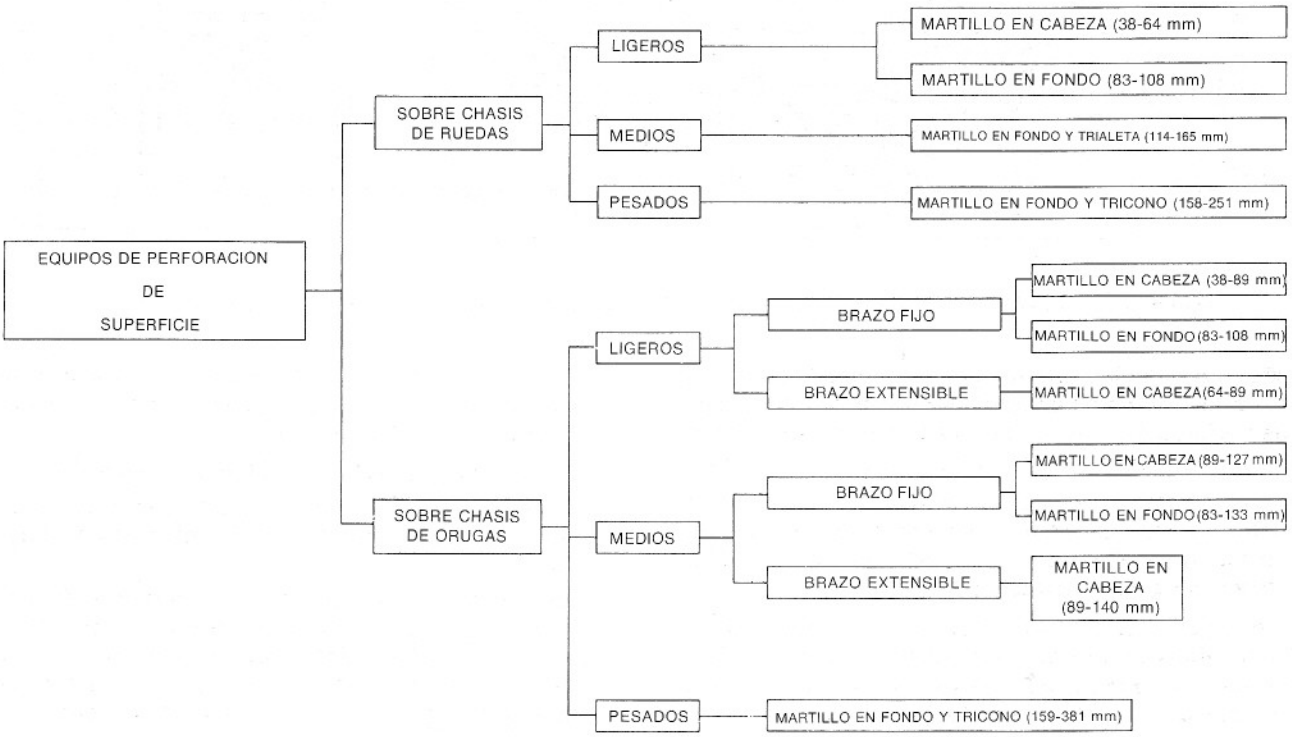


Figura 2.39. *Sistemas de montaje de perforadoras de superficie.*

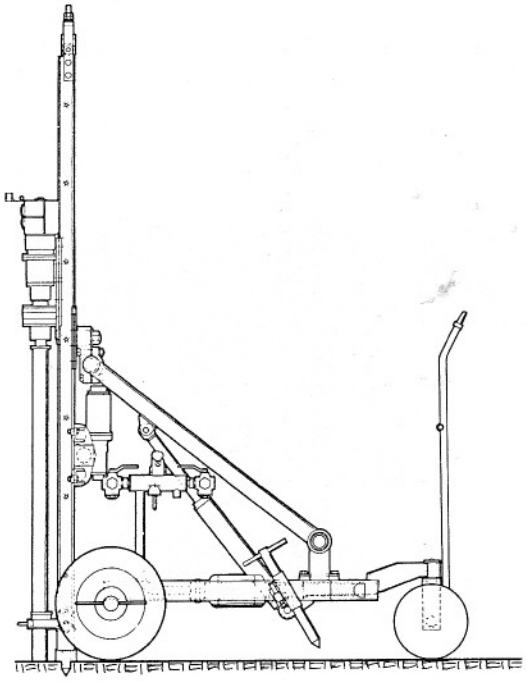


Figura 2.40. *Vagón perforador sobre neumáticos.*

Cuando se utiliza martillo en fondo es el motor de rotación neumático el que se coloca sobre la deslizadera. El principal inconveniente de estos equipos es el tiempo invertido en el posicionamiento y traslado.

El sistema de montaje más popular es el constituido por los carros sobre orugas. Los tipos de carros que existen en la actualidad pueden dividirse en dos grupos: neumáticos e hidráulicos.

Los carros neumáticos, que son los más antiguos, constan de los siguientes componentes principales:

— Tren de orugas.
— Motores de traslación.
— Chasis.
— Central hidráulica auxiliar.
— Brazo y deslizadera.
— Motor de avance, y
— Martillo.

Las orugas son independientes y llevan un cilindro hidráulico en cada una de ellas, interconectados para amortiguar el movimiento oscilante, evitar los choques durante los desplazamientos sobre terreno accidentado y permitir la perforación desde posiciones difíci-

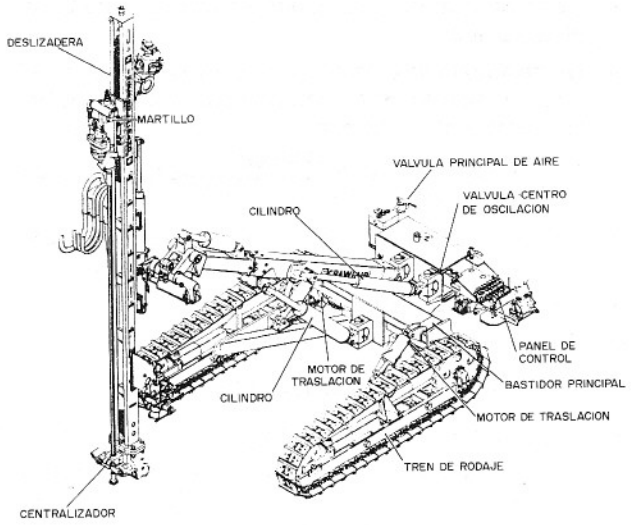


Figura 2.41. *Carro de orugas neumático (Ingersoll-Rand).*

les. La altura sobre el suelo es un criterio de diseño importante para salvar obstáculos durante los traslados.

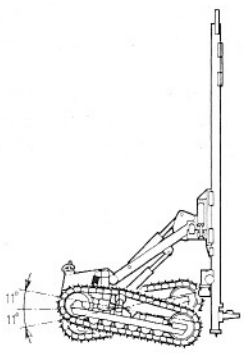


Figura 2.42. *Movimiento oscilante de las orugas (Atlas Copco).*

Los motores de tracción son independientes y de accionamiento neumático, de tipo pistón, con engranajes cubiertos conectados a los mandos finales y frenos de disco.

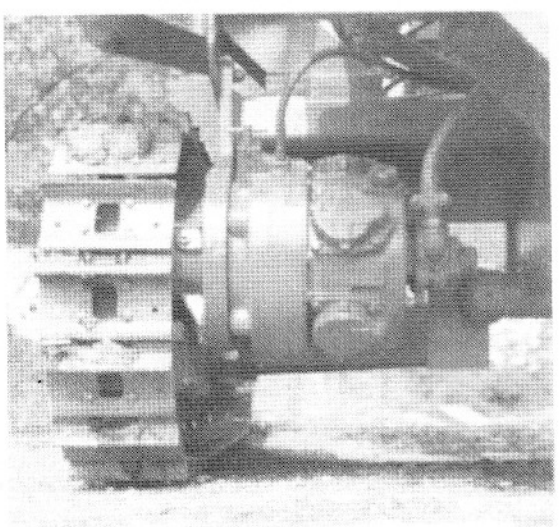


Foto 2.1. *Motor de tracción neumático (Ingersoll-Rand).*

El accionamiento de los cilindros hidráulicos de los brazos y de las deslizaderas se realiza por medio de una bomba hidráulica movida por un motor neumático.

Los brazos de estos equipos pueden ser fijos, extensibles y articulados, y van anclados a un punto del chasis. En la Fig. 2.43 se indican los movimientos principales de que están dotadas las deslizaderas y brazos de estas unidades.

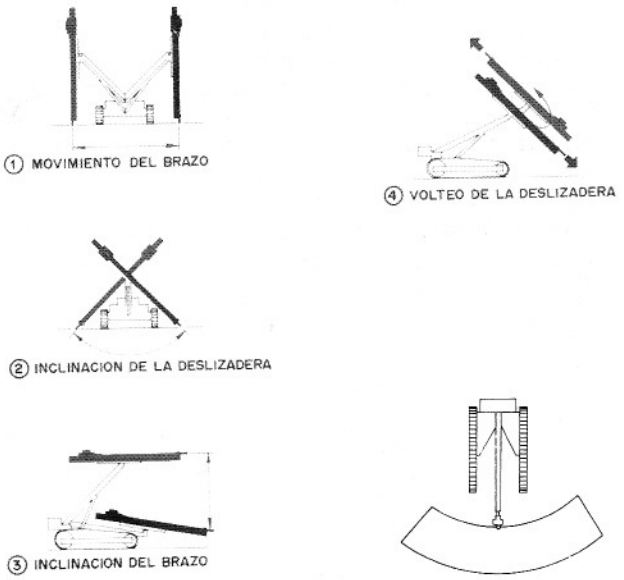


Figura 2.43. *Movimientos del brazo y deslizadera.*

Los brazos más sofisticados, generalmente, se utilizan en obras públicas, pues en minería los trabajos son más rutinarios y sobre superficies más uniformes.

Las deslizaderas disponen de: motor de avance, martillo o cabeza de rotación, control de mandos de la perforación, centralizador y soporte para las varillas.

Los motores de avance son de tipo pistón y accionan las cadenas de las deslizaderas.

Cuando se perfora con martillo en cabeza éstos van montados sobre la deslizadera y en el caso de emplear martillo en el fondo, son los cabezales de rotación neumáticos los que se colocan sobre las mismas.

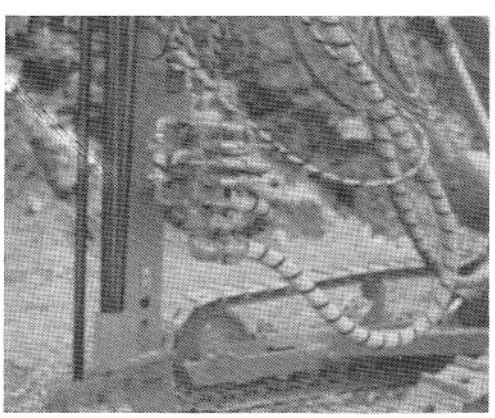


Foto 2.2. *Panel de mandos de la perforadora, centralizador y soporte de varillas (Ingersoll-Rand).*

El centralizador o mordaza-guía asegura el correcto comienzo de los barrenos y posibilita el cambio de varillaje.

El panel de mandos suele ir instalado sobre la deslizadera y posibilita la selección de los parámetros de perforación más adecuados para cada tipo de roca. Los controles de los motores de tracción y cabrestantes se colocan generalmente sobre un brazo giratorio que permite al operador alejarse de la máquina para moverla en condiciones de mayor seguridad.

Estos carros llevan en la parte posterior un gancho para el arrastre del compresor.

Cuando se utilizan perforadoras con martillo en fondo, con el fin de disminuir el consumo de aire se ha introducido el accionamiento hidráulico en las siguientes componentes: motores de traslación, motores de avance, cabezas de rotación y movimientos de la pluma y deslizadera. El ahorro energético que se consigue es elevado tal como se refleja en la Fig. 2.44.

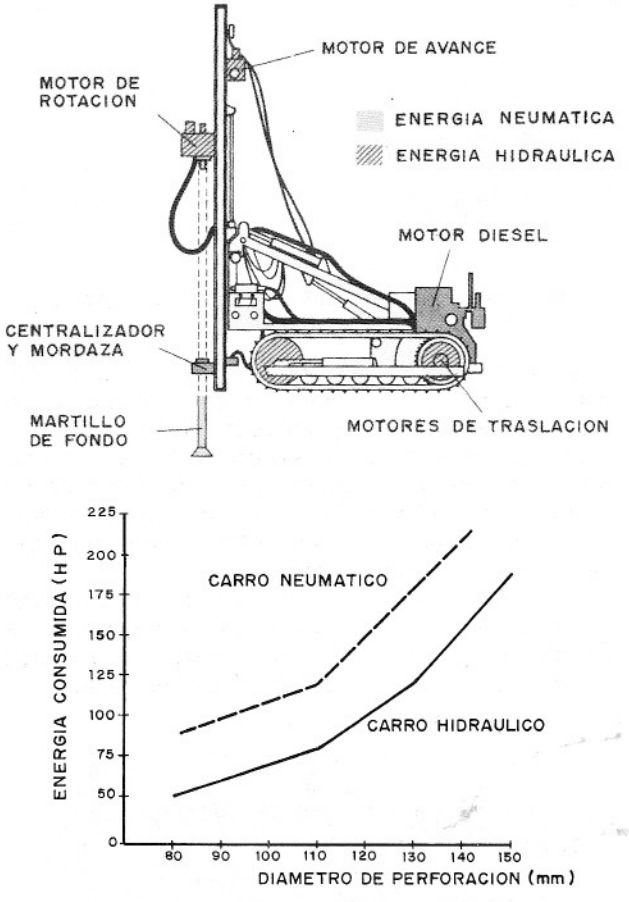


Figura 2.44. *Ahorro de energía en perforadoras neumáticas con martillo en fondo y accionamientos hidráulicos.*

Los carros de perforación totalmente hidráulicos presentan sobre los equipos neumáticos las siguientes ventajas:

— Menor potencia instalada y, por tanto, menor consumo de combustible.

— Diseño robusto y compacto que suele incorporar el compresor de barrido a bordo.

— Velocidad de desplazamiento elevada y gran maniobrabilidad.

— Gama amplia de diámetros de perforación, 65 a 125 mm, existiendo en el mercado equipos que trabajan entre 200 y 278 mm.

— Posibilidad de colocar un cambiador automático de varillas de perforación.

— Velocidades de perforación de un 50 a un 100% más altas que con las unidades neumáticas.

— Mejores condiciones ambientales.

— Menores costes de perforación.

Por el contrario, los inconvenientes son:

— Mayor precio de adquisición.

— Se precisa un mantenimiento más cuidadoso y cualificado.

— La indisponibilidad mecánica suele ser mayor que en los equipos neumáticos que son de fácil reparación.

En cuanto al diseño, conceptualmente son semejantes a los carros neumáticos, si bien presentan una serie de diferencias que pueden concretarse en:

— La fuente de energía suele ser un motor diesel, aunque existen unidades eléctricas que accionan la central hidráulica y el compresor para el aire de barrido.

— Las bombas hidráulicas, generalmente cuatro, son de caudal fijo, aunque también existen unidades en el mercado que incorporan algunas bombas de caudal variable.

— La presión máxima del fluido hidráulico suele ser inferior a los 20 MPa.

— Como elementos opcionales que suelen llevar más frecuentemente, además del captador de polvo, están las cabinas del operador insonorizadas y climatizadas y los cambiadores automáticos de varillas, cabrestantes y gatos hidráulicos.

— La mayoría de las casas fabricantes incorporan sistemas antiatranques. Fig. 2.46.

— Las orugas disponen de tensores ajustables hidráulicamente.

— Los motores de tracción suelen ser del tipo de pistones axiales inclinados con desplazamiento fijo y simétrico para poder girar en ambos sentidos.

— Las deslizaderas llevan un tambor desplazable de recogida y guiado de las mangueras hidráulicas.

— Los motores de avance hidráulicos ejercen fuerzas máximas hacia adelante y hacia atrás entre 20 y 32 kN, con velocidades de avance de hasta 40 m/min.

— La guía de las varillas es hidráulica así como el tope de ésta.

— El depósito de combustible tiene capacidad suficiente para operar durante uno o dos relevos en algunos casos.

El montaje sobre camión sólo se utiliza con equipos

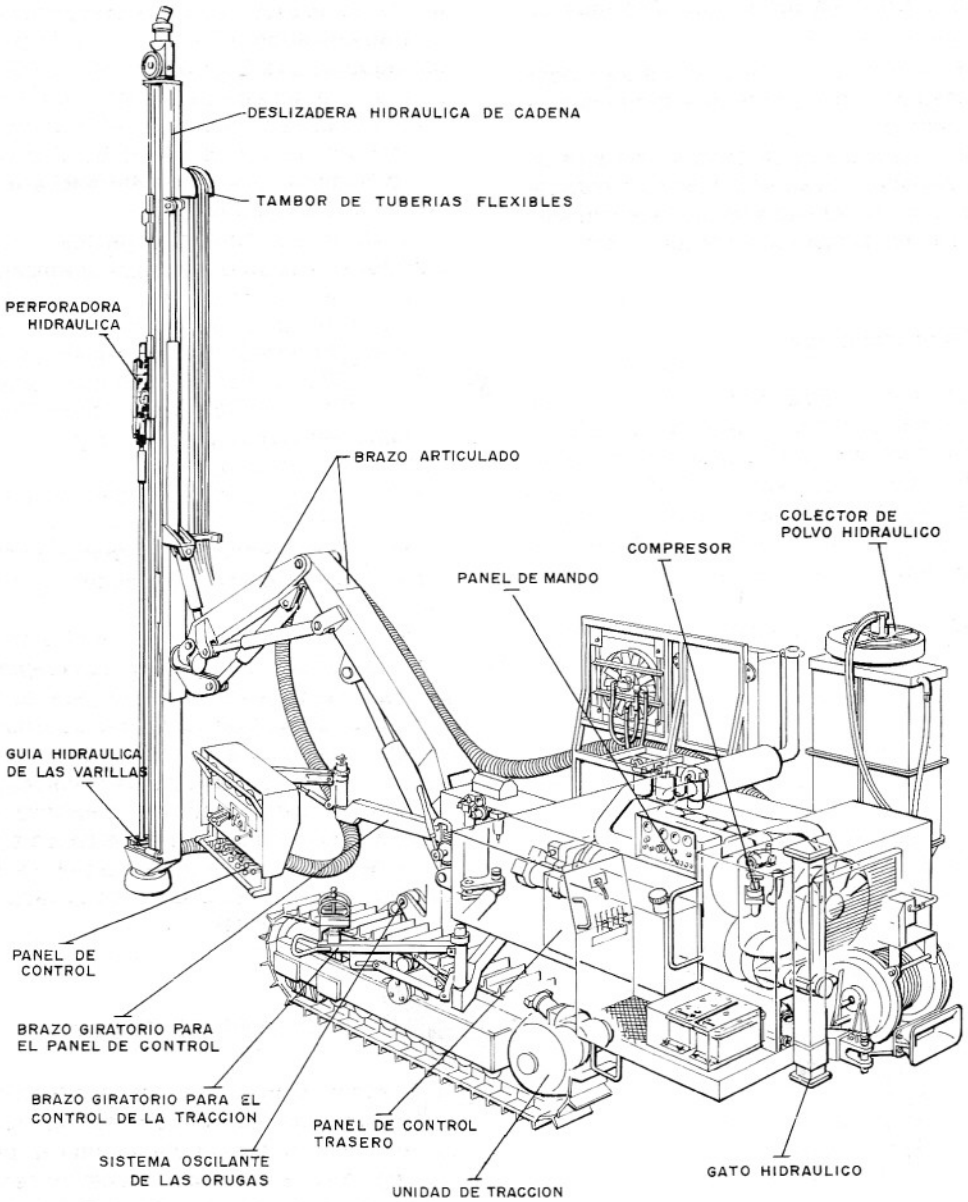


Figura 2.45. *Carro hidráulico (Atlas Copco).*

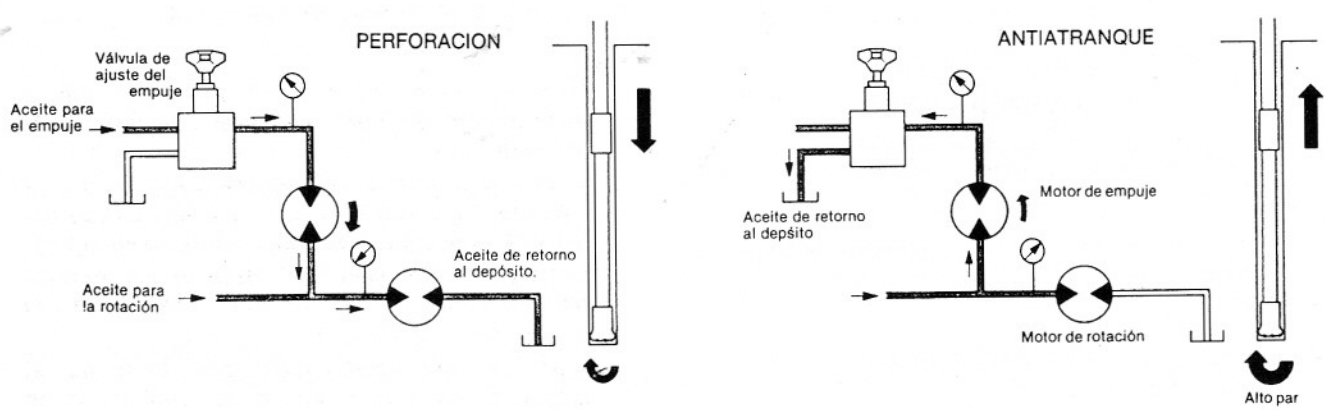


Figura 2.46. *Esquema de funcionamiento del sistema antiatranques (Tamrock).*

rotativos y/o de martillo en fondo que disponen de compresores de alta presión

En ocasiones, se utilizan pequeñas palas de ruedas multiuso equipadas con un brazo retro sobre el que se monta una perforadora.

Estas unidades son capaces de perforar barrenos de 22 a 89 mm de diámetro con varillaje integral o extensible. Los trabajos que realizan más frecuentemente son: perforación secundaria, zanjas, cimentaciones, etc.

6.3. Perforadoras manuales

Las perforadoras manuales de interior y de cielo abierto son, conceptualmente y forma de trabajo, similares, y sólo se diferencian en pequeños detalles.

La empuñadura de las de exterior es abierta, para sujetar el martillo con las dos manos, mientras que en las de interior, con el fin de adaptarlas al barrenado horizontal, la empuñadura es cerrada y para una sola mano.

En las primeras, el accionamiento y barrido es totalmente neumático, mientras que en las que se utilizan en trabajos subterráneos el barrido puede realizarse con agua y/o aire. La presión del agua debe ser siempre inferior a la del aire para evitar inundar al martillo.

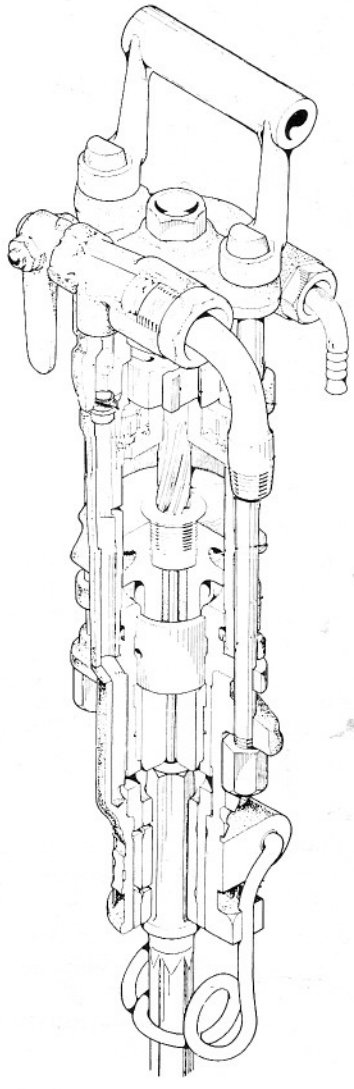


Figura 2.47. *Perforadora de mano (Gardner-Denver).*

Las barrenas se fijan a las perforadoras por medio de retenedores en forma de aldaba. Son de tipo integral con diámetros de perforación de 22 a 45 mm y longitudes de 400 a 6.400 mm.

Los diseños se diferencian en los sistemas de válvula utilizados, oscilante o tubular, y mecanismo de rotación, barra estriada o rueda de trinquetes. En función del peso, pueden clasificarse en ligeras, medianas y pesadas (20, 30 y 40 kg). Los consumos de aire oscilan entre los 50 y 100 l/s y las dimensiones de los pistones y carreras de los mismos varían entre 65 a 80 mm y 45 a 70 mm, con frecuencias de impactos entre 30 y 50 golpes por segundo.

Para amortiguar el ruido del escape pueden colocarse silenciadores que rodeen a las camisas de los cilindros, los silenciadores apenas afectan a las velocidades de perforación y reducen el nivel de ruido en unos 7dB.

Las aplicaciones más importantes en los trabajos a cielo abierto son: taqueo de bolos y repiés, perforación para obras de pequeña envergadura, demoliciones, etc. En los proyectos subterráneos, además de la perforación secundaria, se utilizan como equipos de producción y también en túneles y galerías de pequeña sección y longitud, donde no se justifica la inversión en equipos mecanizados. En estos casos suele trabajarse con empujadores para la realización de barrenos horizontales y columnas o cilindros de avance cuando la perforación es vertical.

7. CAPTADORES DE POLVO

La eliminación del polvo producido durante la perforación se realiza con dos fines: mejorar las condiciones de trabajo y aumentar la productividad.

El polvo de perforación, especialmente si la roca presenta un alto contenido en sílice y el tamaño es inferior a 0,005 mm, constituye un riesgo para la salud de los operadores, por lo que en muchos países existen normas de seguridad o higiene que obligan a su eliminación.

Otros argumentos técnicos y económicos que justifican el empleo de los captadores son:

— Menores costes de mantenimiento del equipo motocompresor, con una disponibilidad mecánica más alta.

— Mayor velocidad de penetración, entre un 2 y un 10%, debido a que el detrito se arrastra fuera del barreno evitándose su remolienda. Además, el operador puede estar más cerca de los mandos de la máquina incrementándose la eficiencia y el control de la perforación.

— Costes de perforación más bajos, tanto por el mayor rendimiento como por la disminución de los costes de desgastes, fundamentalmente de bocas.

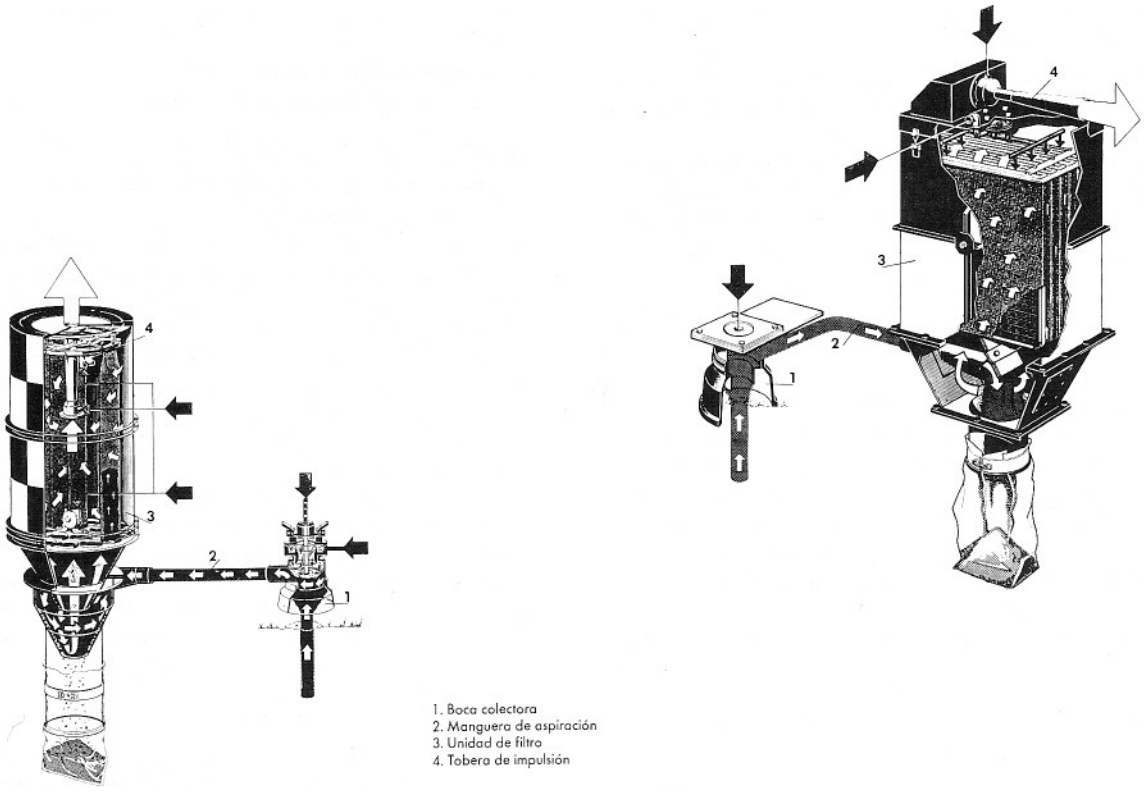


Figura 2.48. *Captadores de polvo (Atlas Copco).*

— Posibilidad de recoger muestras representativas de las rocas atravesadas para el control de leyes y planificación.

En la actualidad, todos los equipos de perforación pueden trabajar con captadores de polvo, incluidos los martillos manuales. Presentan notables ventajas técnicas frente a los sistemas de inyección de agua o agua con espumante, y éstos sólo se justifican cuando durante la perforación las formaciones rocosas presentan agua.

Los captadores de polvo constan básicamente de:

— Una campana de aspiración, que se coloca en la superficie en el punto de emboquille del barreno y donde se aspira el polvo que se envía a través de una manguera a la unidad de separación y filtrado.

— Sistema de separación y filtrado. Se realiza en dos etapas: en la primera se efectúa un ciclonado separando la mayor parte del polvo grueso y la totalidad de las partículas grandes, y en la segunda se lleva a cabo el filtrado reteniendo el resto del polvo con unos tamaños inferiores a las 5 μm.

— Sistema de depresión o vacío parcial del conjunto, con ventilador situado en la etapa final después de la unidad de filtrado y que se acciona con una fuente de energía eléctrica o hidráulica, y ocasionalmente de forma neumática.

La campana de aspiración tiene dos aberturas: una en la parte superior para dejar paso al varillaje y otra en la inferior de mayor diámetro por donde pasa el aire de barrido con el detrito y polvo. El diseño de la campana debe evitar las fugas de aire dentro de la misma al producirse la expansión del polvo de perforación. Esto se consigue en los equipos pequeños gracias a la succión del ventilador, y en los equipos grandes mediante un eyector de aire comprimido que aumenta dicha capacidad de succión.

Los captadores pequeños tienen filtros tubulares, con retención interior, mientras que en los grandes se suelen utilizar filtros planos con retención exterior.

La limpieza de los filtros se realiza regular y automáticamente en cada cambio de varilla o tubo de perforación. Los filtros tubulares se limpian mediante un vibrador de bolas que produce la sacudida de éstos y en los de filtros planos con impulsos neumáticos de soplado.

El polvo puede recogerse en bolsas o depositarse directamente sobre la superficie del banco.

8. INCLINOMETROS

En los últimos años se han desarrollado una serie de aparatos, conocidos con el nombre genérico de inclinómetros, que sirven para controlar la dirección de los barrenos. Las ventajas que reportan la utilización de estos instrumentos son:

— Aumento de la productividad al disminuirse los tiempos invertidos en el posicionamiento de las deslizaderas.

— Menores errores de alineación de los taladros, con lo cual es posible ampliar la malla de perforación y profundidad de los barrenos, reducir el consumo específico de explosivo manteniendo la fragmentación, y disminuir las sobreexcavaciones y costes de sostenimiento.

Existe una gran variedad de modelos que van desde los mecánicos, pasando por los ópticos, hasta los electrónicos que son los que más se utilizan en labores subterráneas. Entre los más conocidos están los siguientes: DIT-70 de Atlas-Copco, Inklinator de Transtonic, Inogon, etc.

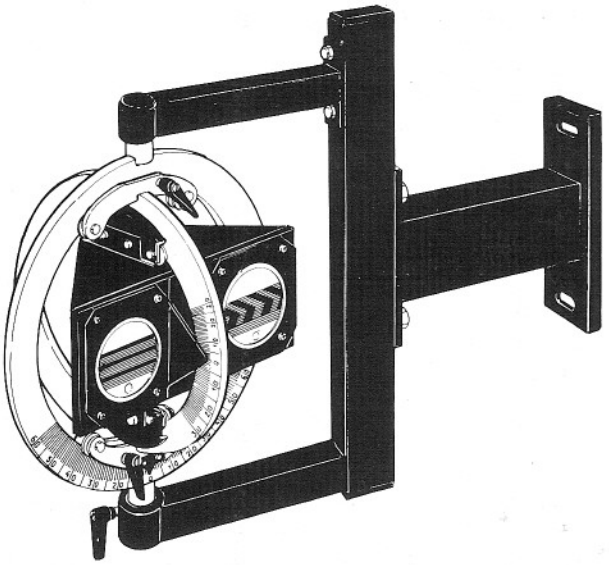


Figura 2.49. *Inclinómetro.*

9. VELOCIDAD DE PENETRACION

La velocidad de penetración conseguida por un equipo rotopercutivo depende de los siguientes factores:

— Características geomecánicas, mineralógicas y de abrasividad de las rocas.

— Potencia de percusión de la perforadora.

— Diámetro del barreno.

— Empuje sobre la boca.

— Longitud de perforación.

— Limpieza del fondo del barreno.

— Diseño del equipo y condiciones de trabajo, y

— Eficiencia de la operación.

Para un equipo dado, la velocidad de penetración puede predecirse a través de los siguientes procedimientos:

— Extrapolando los datos obtenidos en otras condiciones de trabajo.

— Con fórmulas empíricas.

— Mediante ensayos de laboratorio sobre muestras representativas.

Este último método, es el más fiable y riguroso por lo que, será objeto de una especial atención.

9.1. Extrapolación de datos reales

Cuando se conoce la velocidad de penetración para un diámetro dado puede estimarse la que se conseguiría con el mismo equipo y un diámetro menor o mayor utilizando la Tabla 2.10.

Por ejemplo, si perforando a 76 mm se consiguen 36 m/h de velocidad instantánea de penetración, haciéndolo a 102 mm el ritmo de avance conseguido sería aproximadamente $36 \times 0{,}65 = 23{,}4$ m/h.

Analíticamente, puede calcularse el coeficiente de corrección con la siguiente fórmula:

$$F = \left(\frac{D_1}{D_2} \right)^{1,5}$$

9.2. Fórmulas empíricas

Una fórmula que se utiliza para estimar la velocidad de penetración en una roca tipo como es el granito Barre de Vermunt (Estados Unidos), que suele tomarse como patrón, es la siguiente:

$$VP\ (m/min) = 31 \cdot \frac{POT}{D^{1,4}}$$

donde:

POT = Potencia cinética disponible en el martillo (kW).
D = Diámetro del barreno (mm).

Así, por ejemplo, un martillo hidráulico con una potencia de 18 kW perforando barrenos de 100 mm de diámetro conseguiría una velocidad de penetración, en granito Barre, de 0,88 m/min.

TABLA 2.10. CONVERSION DE VELOCIDADES A DISTINTOS DIAMETROS

DIAMETRO BARRENO (mm)	127	114	102	89	76	70	64	57	51	48	44	41	38
127	1,00	1,17	1,40	1,71	2,15	2,46	2,83	3,31	3,96	4,35	4,82	5,41	6,10
114	0,85	1,00	1,19	1,45	1,83	2,09	2,41	2,82	3,37	3,71	4,11	4,61	5,19
102	0,72	0,84	1,00	1,22	1,54	1,75	2,02	2,36	2,82	3,11	3,45	3,86	4,35
89	0,59	0,69	0,82	1,00	1,26	1,44	1,65	1,94	2,32	2,55	2,82	3,17	3,56
76	0,46	0,55	0,65	0,79	1,00	1,14	1,31	1,54	1,84	2,02	2,24	2,51	2,82
70	0,41	0,48	0,57	0,70	0,88	1,00	1,15	1,35	1,61	1,77	1,97	2,20	2,48
64	0,35	0,42	0,50	0,61	0,76	0,87	1,00	1,17	1,40	1,54	1,71	1,91	2,15
57	0,30	0,35	0,42	0,52	0,65	0,74	0,85	1,00	1,19	1,31	1,46	1,63	1,84
51	0,25	0,30	0,35	0,43	0,54	0,62	0,72	0,84	1,00	1,10	1,22	1,37	1,54
48	0,23	0,28	0,32	0,39	0,49	0,56	0,65	0,76	0,91	1,00	1,11	1,24	1,40
44	0,21	0,24	0,29	0,35	0,45	0,51	0,59	0,69	0,82	0,90	1,00	1,12	1,26
41	0,19	0,22	0,26	0,32	0,40	0,45	0,52	0,61	0,73	0,81	0,89	1,00	0,08
38	0,16	0,19	0,23	0,28	0,34	0,40	0,46	0,54	0,65	0,72	0,79	0,89	1,00

Para rocas con una resistencia a la compresión superior a 80 MPa y perforando con martillos en fondo sin válvula, puede aplicarse la siguiente expresión:

$$VP = \frac{43 \times p_m^{\frac{1}{2}} \, d_p'^2}{RC\left(\frac{3,5}{RC} + 1\right) \times D^2 \times D^{1/D}}$$

donde:

VP = Velocidad de penetración (m/h).
p_m = Presión del aire a la entrada del martillo (libras/pulg^2).
d'_p = Diámetro del pistón (pulg).
D = Diámetro del barreno (pulg).
RC = Resistencia de la roca a la compresión simple (libras/pulg^2/100).

Nota:

1 libra/pulg^2 = 1,423 MPa.
1 pulg = 25,4 mm.

9.3. Ensayos de laboratorio

A. Método de la Energía Específica (U. S. Bureau of Mines)

La velocidad de penetración se calcula a partir de:

$$VP = \frac{48 \times P_M \times R_e}{\Pi \times D^2 \times E_v}$$

donde:

VP = Velocidad de penetración (cm/min).
P_M = Potencia de la perforadora (kgm/min).
R_e = Rendimiento de transmisión de energía, normalmente entre 0,6 y 0,8.
D = Diámetro del barreno (cm).
E_v = Energía específica por unidad de volumen (kgm/cm^3).

Para determinar la Energía Específica y el Coeficiente de Resistencia de la Roca «CRS» es preciso hacer un sencillo ensayo de laboratorio, consistente en dejar caer una pesa sobre la muestra de roca de unos 15 cm^3 un determinado número de veces y medir el porcentaje de material inferior a 0,5 mm (Paone y otros, 1969). La relación entre la Resistencia a la Compresión Simple y el CRS se muestra en la Fig. 2.50.

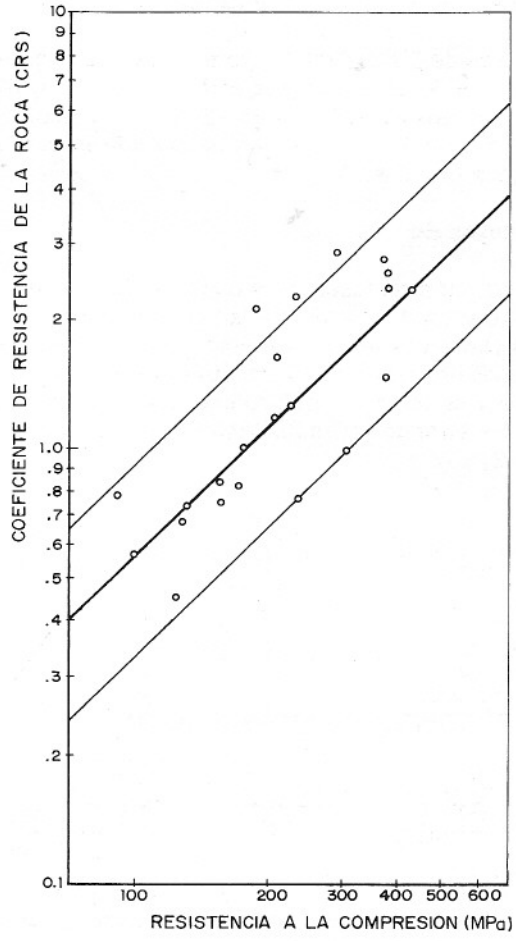


Figura 2.50. *Relación entre la Resistencia a la Compresión y el Coeficiente de Resistencia de la Roca.*

Asimismo, entre el «CRS» y la Energía Específica «E_v» existe una relación como la que se indica en la Fig. 2.51. (Paone, Madson y Bruce, 1969).

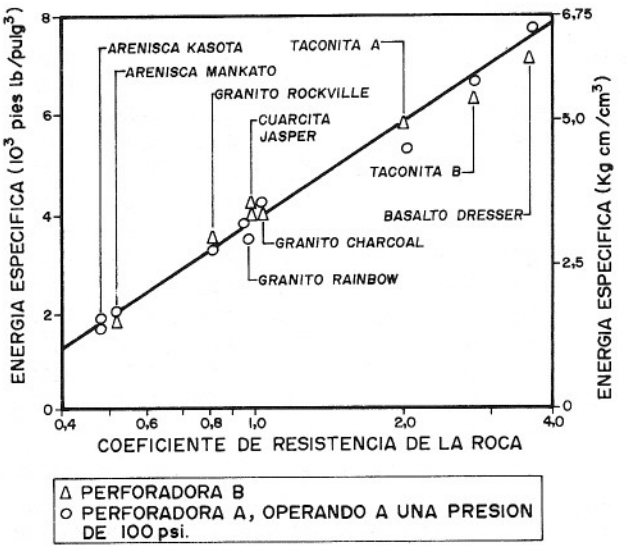


Figura 2.51. *Relación entre el Coeficiente de Resistencia de la Roca y la Energía Específica.*

B. Indice de Perforabilidad (D.R.I.)

El índice de D.R.I. (Drilling Rate Index) fue desarrollado en 1979, en la Universidad de Tronheim (Noruega), siendo necesario para su obtención una muestra de roca de 15 a 20 kg con la que se realizan las siguientes pruebas:

— Ensayos de Friabilidad

Una fracción representativa de 500 g de la muestra, troceada entre 11,2 y 16 mm, se somete a veinte impactos sucesivos de una pesa de 14 kg que se deja caer desde una altura de 25 cm. Se repite el proceso 3 ó 4 veces y se toma el valor medio del porcentaje de muestra menor de 11,2 mm, denominando al valor obtenido S_{20}.

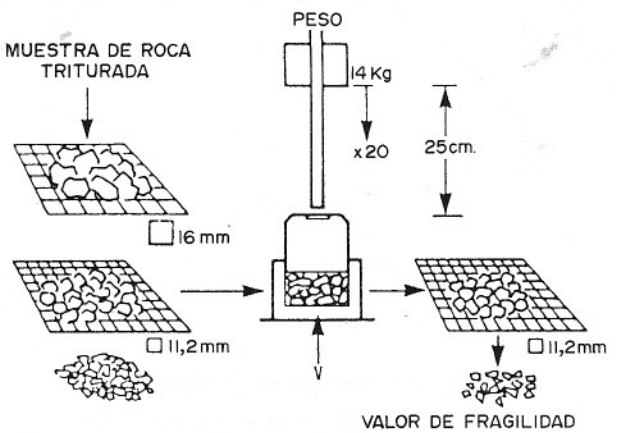


Figura 2.52. *Ensayo de friabilidad.*

— Ensayo de Perforación

Con una broca de 8,5 mm de diámetro y 110° de ángulo de bisel, sometida a un empuje sobre la roca de 20 kg y haciéndola girar 280 revoluciones, se efectúan de 4 a 8 perforaciones en cada probeta. La longitud media de los taladros expresada en décimas de milímetro constituye el llamado valor «SJ».

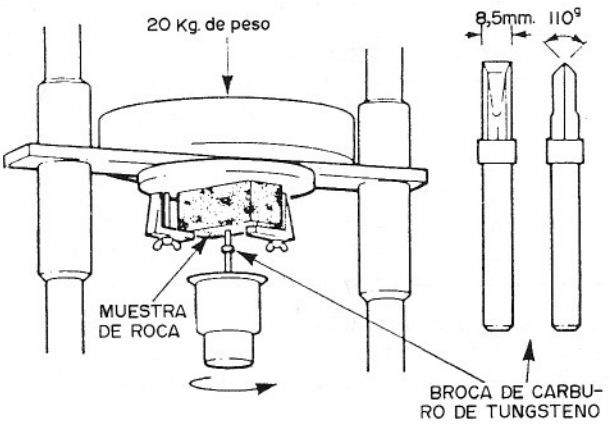


Figura 2.53. *Ensayo de perforabilidad.*

El «Indice de Perforabilidad D.R.I.» de la roca en cuestión se determina a partir de los valores «S_{20}» y «SJ.» mediante el ábaco de la Fig. 2.54.

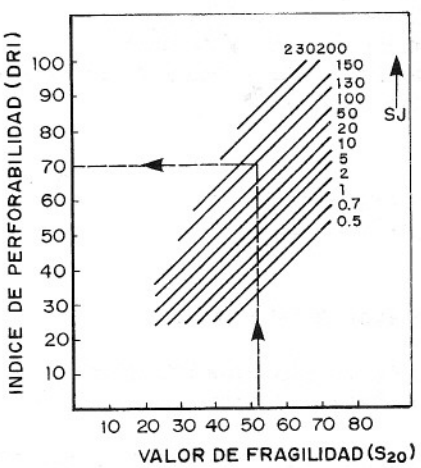


Figura 2.54. *Abaco de cálculo del D.R.I.*

Como puede observarse el «D.R.I.» coincide con el valor de la friabilidad «S_{20}» cuando «SJ.» es igual a 10, que corresponde a rocas como los granitos o las sienitas cuarcíticas.

A partir de los datos obtenidos en diversas investigaciones de campo se han diseñado unos ábacos donde pueden estimarse las velocidades de penetración que se obtendrían con un martillo dado perforando una roca caracterizada por su D.R.I. y trabajando a un diámetro determinado.

TABLA 2.11

TIPO DE ROCA	RC (MPa)	DUREZA MOHS	DUREZA VICKERS	COEFICIENTE PROTADIAKONOV	INDICE DRI	CLASIFICACION
Carbón. Mármol	10	< 3,7	< 200			
Pizarras	20			< 3	> 70	
Carbón. Limolitas	30	2,5				Blanda
Pizarras	40	4,8	100-400			
Calizas. Filitas	60	4,4	400	2	80	
Esquisto micáceo. Granito	70					
Conglomerados, serpentina	80					Media
Clorita	90	5,9	500	10	44	
Neis. Anfibolita	110	5	600	7	64	
Cuarcita. Diabasa	120					
Granito. Pegmatita	130					
Granodiorita. Diorita	140					
Esquisto micáceo/cuarcítico	150					Dura
Arenisca. Taconita	160					
Basalto. Andesita. Riolita	170					
Traquita	180					
Gabro. Grauwaca	190	6,5	900	17	28	
Cuarcita	250					
Esquisto cuarcítico	300					Muy dura
		> 5,9	> 700	> 15	< 44	
Neis	350					
Gabro. Taconita	400					

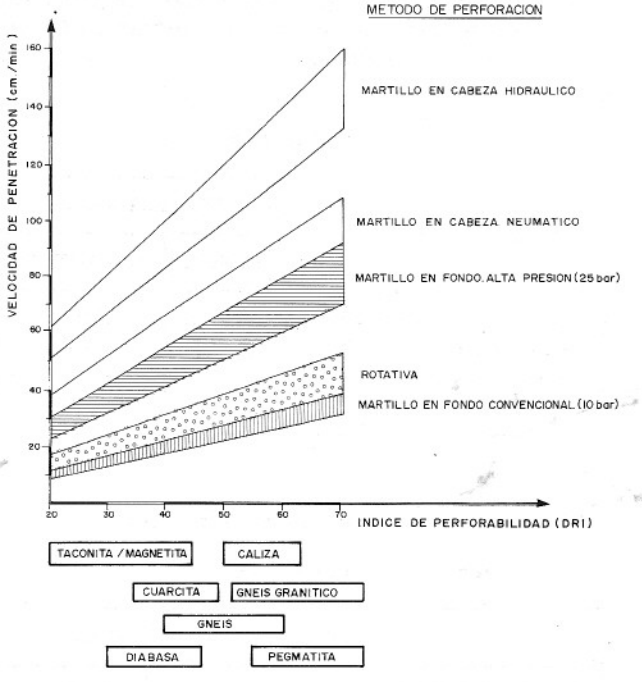


Figura 2.55. *Velocidades de penetración obtenidas en diferentes condiciones de trabajo.*

En la Tabla 2.11 se recoge, para diferentes tipos de rocas, una equivalencia aproximada entre la resistencia a la compresión, los índices de dureza Mohs y Vickers, y el índice de perforabilidad DRI.

No obstante, se ha de tener en cuenta que una roca bajo una misma denominación litológica puede presentar distintas características de dureza. Por ello, los índices ahí reflejados son meramente orientativos.

C. Indice de perforabilidad I_p

Este ensayo se realiza actualmente en la E.T.S. de Ingenieros de Minas de Madrid y trata de reproducir el fenómeno real de rotopercusión mediante el empleo de una taladradora eléctrica que se desliza sobre un bastidor ejerciendo un empuje constante sobre la roca a estudiar.

Las muestras, con el tamaño de un puño, se preparan pulimentando una superficie plana y a continuación se introducen en una cazoleta con yeso para su sujección, dejando la cara plana paralela a la base.

La broca empleada tiene un diámetro de 9,5 mm y con ella se hacen 3 ó 4 taladros durante 3 ó 5 segundos, que se controlan con un temporizador eléctrico. El polvo producido durante la perforación se elimina soplando con aire comprimido.

Una vez ensayadas las muestras se mide con una sonda micrométrica la longitud de cada taladro obteniendo el valor medio de las mismas. A continuación, el Indice de Perforabilidad «I_p» se calcula como la velocidad de penetración expresada en pulgadas por minuto.

A partir del trabajo de investigación llevado a cabo por J. Bernaola (1985) en el que se correlacionan, en diversos diámetros y tipos de bocas, las velocidades

reales de penetración con martillos de diferentes características con los índices «I_p» obtenidos sobre las mismas rocas, este ensayo sirve para predecir el rendimiento obtenido con un equipo determinado dando los siguientes pasos:

1. Obtención del índice «I_p» de la roca en laboratorio.
2. Definición de las características del martillo perforador.
   E_g = Energía por golpe (libras × pie).
   n_g = Número de golpes por minuto.
3. Determinación de la longitud de filo «L_f» de la herramienta de perforación. Para bocas de pastillas se cumple:

$$L_f = 1{,}7\ D - 0{,}7$$

   donde:

   D = Diámetro de la boca

   Si se utilizan bocas de botones la velocidad de penetración obtenida para el diámetro estudiado se multiplica por 1,15 y con bocas de bisel por 0,85.
4. Cálculo de la velocidad de penetración mediante la fórmula:

$$VP = \frac{E_g \times n_g}{D \times L_f^{\frac{1}{2}}} \times 10^{-6} (51 \times I_p + 90)$$

10. VELOCIDAD MEDIA DE PERFORACION

La velocidad media alcanzada por una perforadora en un período de trabajo largo depende, al margen de la eficiencia de organización, de los siguientes factores:

— Profundidad de los barrenos.
— Tiempos de maniobras.

La longitud de los barrenos marca el número de varillas y empalmes de la sarta de perforación, que afectan a los ritmos de avance, pues existen pérdidas de energía debidas a:

— Falta de rigidez en los acoplamientos, que dan lugar a unas pérdidas del 3% de la energía transmitida por efectos de las reflexiones y del 5,5% aproximadamente por fricciones que se transforman en calor.
— Rozamientos internos con elevación subsiguiente de la temperatura del varillaje, al actuar éste como vehículo de transmisión de las ondas de choque. Las pérdidas se estiman entre un 0,2 y 0,4% por cada varilla.

Las cifras indicadas sólo son válidas cuando se trabaja con martillo en cabeza. La velocidad de penetración media que resulta puede así calcularse en función del número de varillas empleado, teniendo en cuenta una caída media del rendimiento del 9% equivalente a la pérdida de energía:

$$VP_m = \frac{VP}{N_v} \times \frac{1 - 0{,}91^{N_v}}{0{,}09}$$

donde:

N_v = Número de varillas utilizado.
VP = Velocidad de penetración conseguida con la primera varilla.

Cuando se perfora con martillo en fondo, la velocidad de penetración prácticamente permanece constante con la profundidad, pues las tuberías no constituyen el medio físico de transmisión de la energía de percusión, ya que sólo se utilizan para canalizar el aire de accionamiento y efectuar la rotación.

Una vez obtenido el valor medio de la velocidad de penetración se pasa a corregir ésta por los tiempos muertos o no productivos derivados de:

— Desplazamientos de la máquina de un barreno a otro.
— Posicionamiento y emboquillado.
— Cambio y extracción de varillas.
— Limpieza del barreno, atascos, etc.

Si suponemos unos equipos de superficie, con o sin cambiador automático de varillas, tendremos los siguientes tiempos medios:

TABLA 2.12.

	CAMBIO DE VARILLA	
	MANUAL	AUTOMATICO
Tiempo de poner varilla	1,0 min	0,9 min
Tiempo de quitar varilla	1,5 min	1,0 min
Tiempo total de varilla	2,5 min	1,9 min

Los tiempos restantes de maniobra son:

TABLA 2.13.

OPERACION	TIEMPO
Cambio de barreno	3 min
Posicionamiento y emboquille	1 min
Limpieza de barreno	1 min

Así, un equipo con cambiador automático en un banco bajo que requiera una sola maniobra de varillas presenta un tiempo total no productivo de 6,9 min.

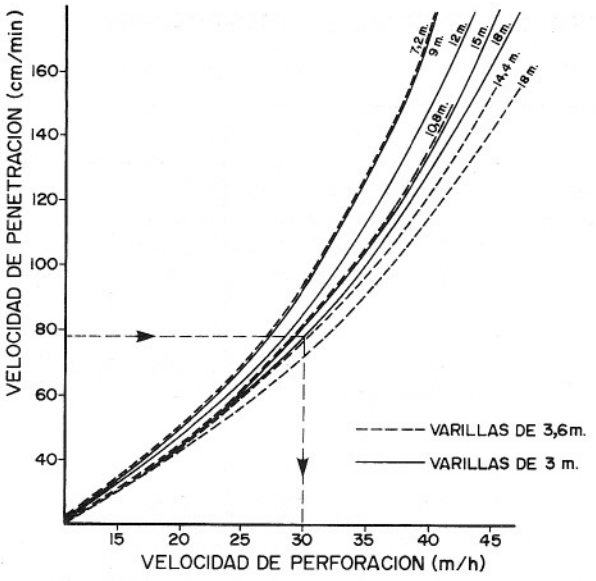


Figura 2.56. *Velocidades de perforación obtenidas para diferentes alturas de banco considerando unos tiempos de 5 min en el desplazamiento y emboquille y 1,9 min en la maniobra de varillas.*

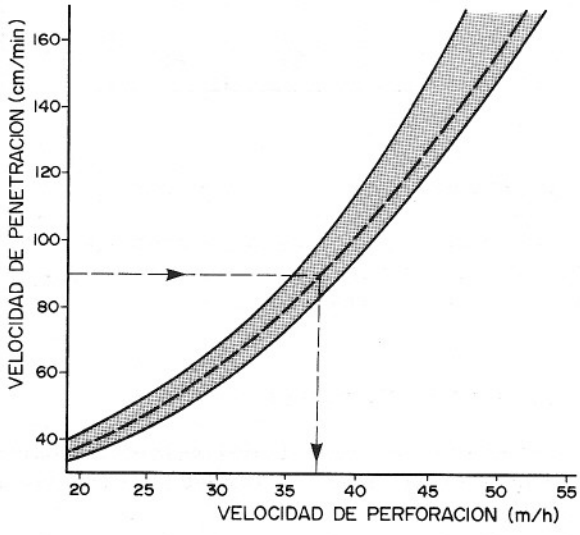


Figura 2.57. *Velocidades medidas de perforación en el avance mecanizado de túneles y galerías.*

Las cifras anteriores son orientativas y pueden variar en función de las condiciones de trabajo, características del equipo, etc.

Otra forma más rápida de estimar la velocidad de perforación final consiste en la utilización de ábacos como los de las Figs. 2.56 y 2.57, que corresponden a carros de superficie y jumbos, y que han sido construidos para unos tiempos totales de maniobra preestablecidos.

Por otro lado, en el caso de excavación de túneles y galerías a sección completa, es preciso tener en cuenta que el ciclo dura de uno a dos relevos, dependiendo fundamentalmente de la sección y el grado de sostenimiento requerido. El tiempo total suele distribuirse de la forma siguiente:

— Perforación	10-30%
— Carga del explosivo	5-15%
— Voladura y ventilación	5-10%
— Desescombro	10-30%
— Saneo y sostenimiento	70-15%

En los casos más desfavorables el sostenimiento puede llegar a suponer el 70% del tiempo de ciclo, debiendo plantearse en tales situaciones la conveniencia de aplicación de un método de excavación mecánico.

Por último, en la Tabla 2.14 se indican los datos y rendimientos medios obtenidos por diferentes equipos de perforación rotopercutiva en una roca de tipo medio.

11. CALCULO DE COSTE DE PERFORACION

El coste de perforación se suele expresar por metro perforado utilizando la siguiente fórmula de cálculo:

$$C_T = \frac{C_A + C_I + C_M + C_O + C_E + C_L}{VM} + C_B$$

donde:

Costes Indirectos

C_A = Amortización (PTA/h).
C_I = Intereses y seguros (PTA/h).

Costes Directos

C_M = Mantenimiento y reparaciones (PTA/h).
C_O = Mano de obra (PTA/h).
C_E = Combustible o energía (PTA/h).
C_L = Aceites, grasas y filtros (PTA/h).
C_B = Bocas, varillas, manguitos y adaptadores (PTA/m).
VM = Velocidad media de perforación (m/h).

11.1. Amortización

La amortización depende básicamente de dos factores: de la pérdida de valor y deterioro producido por el uso y de la pérdida debida al paso del tiempo.

El coste horario de amortización, si se considera que es lineal, se calcula de la siguiente forma:

$$C_A = \frac{\text{Precio de adquisición - Valor residual}}{\text{Horas de vida}}$$

La vida operativa de los carros de orugas se estima entre 8.000 y 12.000 h para los que montan martillo en cabeza y entre 10.000 y 15.000 h, para los de martillo en fondo. Es importante tener en cuenta que las vidas de los martillos son probablemente la mitad de las cifras indicadas, por lo que es conveniente incluir dentro de la cantidad a amortizar la adquisición de otra unidad.

TABLA 2.14. DATOS Y RENDIMIENTOS DE EQUIPOS DE PERFORACION ROTOPERCUTIVA

		RANGO NORMAL			NUMERO DE OPERADORES	VELOCIDAD DE PENETRACION (cm/min)	VELOCIDAD MEDIA DE PERFORACION (m/h)	COMPRESOR	
		DIAMETRO (mm)	PROFUNDIDAD MAXIMA (m)	PROFUNDIDAD MEDIA (m)				CAUDAL DE AIRE (l/s)	PRESION (MPa)
NEUMATICOS	Martillo de mano 20 kg	32-38	1,5	1,0	1	25	4	30	0,7
	Martillo de mano 30 kg	38-45	3,0	2,0	1	35	6	60	0,7
	Vagón perforador sobre ruedas (pequeño)	38-48	8,0	5,0	1-2	45	13	80	0,7
	Vagón perforador sobre ruedas	48-64	12,0	7,0	1-2	55	16	200	0,7
	Carro perforador sobre orugas (martillo en cabeza)	64-100	20,0	10,0	1-2	60	19	300-350	0,7
	Carro perforador sobre orugas (martillo en fondo)	85-150	30,0	15,0	1-2	40	13	200	1,2
HIDRAULICOS	Carro sobre orugas pequeño	50-75	20,0	10,0	1-2	80	25	70	0,7
	Carro sobre orugas grande	64-125	30,0	15,0	1-2	100	35	80	0,7

11.2. Intereses, Seguros e Impuestos

En el cálculo de este coste se aplica la siguiente expresión:

$$C_I = \frac{\frac{N+1}{2N} \times \text{Precio de adquisición} \times \%\ (\text{Intereses} + \text{seguros} + \text{impuesos})}{\text{Horas de trabajo al año}}$$

Siendo:

N = Número de años de vida.

11.3. Mantenimiento y reparaciones

Incluye los costes de mantenimiento preventivo y averías. Se estima con la siguiente expresión:

$$C_M = \frac{\text{Precio del Equipo}}{1.000} \times FR\ (\%)$$

donde:

FR = Factor de Reparación.

Unas cifras orientativas del Factor de Reparación para los equipos neumáticos son las que se recogen en la Tabla 2.15, donde se consideran, por un lado, sólo los repuestos y, por otro, los repuestos más la mano de obra de mantenimiento.

11.4. Mano de obra

Corresponde al coste horario del perforista, incluyendo gastos sociales, vacaciones, etc., y del ayudante cuando se precise.

11.5. Combustible o energía

Este coste se calcula a partir de las especificaciones de los motores que monte la máquina y el compresor,

TABLA 2.15

EQUIPOS (NEUMATICOS)	FACTOR DE REPARACION	
	REPUESTOS	REPUESTOS + M.O
Carro sin perforadora		
— Para martillo en cabeza	4 - 6%	8 - 12%
— Para martillo en fondo	3 - 5%	6 - 10%
Perforadora		
— Martillo en cabeza	6 - 10%	12 - 20%
— Martillo en fondo	8 - 12%	16 - 24%
Martillo manual	6 - 10%	12 - 20%
Compresor portátil	2 - 3%	4 - 6%

que pueden ser de tipo diésel o eléctrico. Para los primeros se aplica la siguiente expresión:

$C_E = 0{,}3 \times$ POTENCIA (kW) $\times$ FC $\times$ Precio Combustible
ó $C_E = 0{,}22 \times$ POTENCIA (HP) $\times$ FC $\times$ Precio Combustible

siendo:

FC = Factor de combustible, que varía entre 0,65 y 0,85.

11.6. Aceites, grasas y filtros

Se estima como un porcentaje del consumo de energía, y oscila generalmente entre el 10 y el 20%, según las máquinas.

11.7. Bocas, varillas, manguitos y adaptadores

Es una de las partidas más importantes que puede calcularse a partir de los datos indicados en el capítulo siguiente de Accesorios de Perforación Rotopercutiva.

BIBLIOGRAFIA

— ANDERSON, B. F.: «Down-the-Hole Blasthole Drill Jumbos for Underground Stoping». Underground Methods Handbook. AIME. 1982.
— ARENAS, S.: «Sistemas de Perforación para Minería y Construcción. Canteras y Explotaciones». Julio 1985.
— ATLAS COPCO: «Manual Atlas Copco». Cuarta edición, 1984.
— AURANEN, I.: «Perforación en Minas a Cielo Abierto. Las Ventajas de la Perforación Hidráulica». Tamrock News.
— BERNAOLA, J.: «Predicción de la Velocidad de Perforación a Percusión Mediante Ensayo de Laboratorio Sobre Muestras de Roca». E.T.S. Ingenieros de Minas de Madrid. Tesis Doctoral, 1986.
— BERNAOLA, J.: «Fundamentos de la Perforación Percutiva». II Seminario de Ingeniería de Arranque de Rocas con Explosivos en Proyectos Subterráneos. Fundación Gómez Pardo, 1987.
— CLARK, G. B.: «Principles of Rock Drilling». Colorado School of Mines. April 1979.
— CLEMMAN, R. J.: «The Design of Percussive Drilling Bits». Mining & Mineral Engineering. March 1965.
— FREY, G.R.: «Rotary Drills». Underground Mining Methods Handbook AIME, 1982.
— GADNER DENVER: «Rock Drilling Data». 1986.
— HULKKONEM, K.: «Nuevas Tendencias en la Perforación de Barrenos Largos». Tamrock News.
— INGERSOLL-RAND: «Información Técnica».
— KURT, E. H.: «Conventional Small Drilling Equipment». Underground Mining Methods Handbook. AIME, 1982.
— MARSHALL, D. R.: «Progress in Down the Hole Drilling». The Quary Managers Journal. August 1962.
— MENENDEZ, F.: «Perforación a Rotopercusión-Martillo en Cabeza». II Seminario de Ingeniería de Arranque de Rocas con Explosivos en Proyectos Subterráneos. Fundación Gómez-Pardo, 1987.
— MISSION: «Percursion Drilling Equipment Operation and Maintenance Manual». Mission Drilling Products Division, 1985.
— MONTAN, L.: «Recent Developments in Underground Mining Methods and Machinary». Fifth Australian Tunneling. Sydney, 1984.
— MORALES, V.: «Perforación Percutiva. Martillos en Fondo». II Seminario de Ingeniería de Arranque de Rocas con Explosivos en Proyectos Subterráneos. Fundación Gómez-Pardo, 1987.
— MORREL, R. J., and UNGER, H. F.: «Drilling Machines, Surface». Mining Engineering Handbook. AIME, 1973.
— PATRUCCO, N.: «Las Perforadoras de Martillo en Fondo. Características y Campo de Empleo». Canteras y Explotaciones. Julio 1982.
— PEACH, A. J.: «Increasing Subsurface Excavation Productivity with Computers». Fifth Australian Tunneling. Sydney, 1984.
— PLA, F., et al.: «Curso de Perforación y Voladura». Fundación Gómez-Pardo, 1978.
— ROOS, H. H.: «Percussion Drill-Jumbos». Underground Mining Methods Handbook. AIME, 1982.
— SANDVIK: «Rock Drilling Manual - Rock Drilling Tool Applications». 1985.
— STENMARK, E.: «Equipos y Métodos Alimak para Minería y Obras Subterráneas». 1982.
— TAMROCK: «Handbook of Underground Drilling». 1983.
— TAMROCK: «Handbook on Surface Drilling and Blasting». 1984.
— TANDANAND, S.: «Principles of Drilling». Mining Engineering Handbook. AIME, 1973.

Capítulo 3

ACCESORIOS DE PERFORACION ROTOPERCUTIVA

1. INTRODUCCION

Para realizar un trabajo de perforación específico pueden elegirse diversas combinaciones de accesorios. Los factores que hay que considerar en la selección de sus componentes son: diámetro de los barrenos y longitudes, estructura, resistencia y abrasividad de las rocas, tamaño y potencia de la perforadora, experiencias anteriores y facilidades de suministro.

La sarta de perforación está constituida generalmente por los siguientes elementos: adaptadores de culata (1), manguitos (2), varillas de extensión (3) y bocas (4). Fig. 3.1.

Los aceros empleados en la fabricación de estas herramientas deben ser resistentes a la fatiga, a la flexión, a los impactos y al desgaste en las roscas y culatas.

Lo ideal es usar aceros con un núcleo no muy duro y una superficie endurecida y resistente al desgaste. Esta estructura se consigue en la práctica de dos formas:

a) Aceros con alto contenido en carbono. Como el empleado en las barrenas integrales. La dureza deseada se consigue controlando la temperatura en el proceso de fabricación. La parte de la culata se trata por separado para conseguir una alta resistencia a los impactos.

b) Aceros de bajo contenido en carbono. Usados en varillas, adaptadores, manguitos y bocas. Son aceros que contienen pequeñas cantidades de cromo o níquel, manganeso y molibdeno.

Los tratamientos a los que se someten los aceros suelen ser:

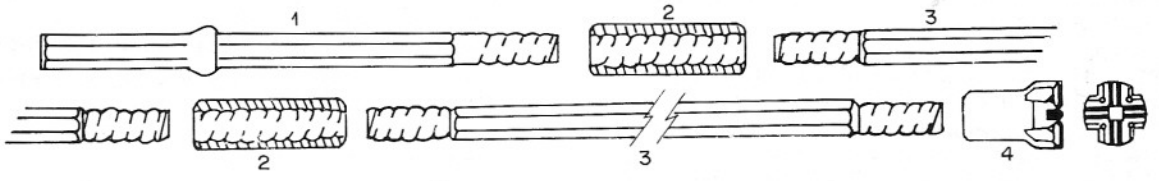


Figura 3.1. *Sarta de perforación.*

— Endurecimiento superficial HF (Alta Frecuencia). Calentamiento rápido hasta 900°C y enfriamiento brusco en agua. Se obtiene una alta resistencia a la fatiga y se aplica en varillas, manguitos y algunas bocas.

— Carburación. Aumento del contenido de carbono en la superficie del acero introduciendo las piezas durante algunas horas en un horno con una atmósfera gaseosa rica en carbono y a una temperatura de 925°C. Se usa en las varillas y culatas para conseguir una alta resistencia al desgaste.

— Bombardeo con perdigones de acero para aumentar la resistencia a la fatiga en los materiales no sometidos a los tratamientos anteriores.

— Protección frente a la corrosión, mediante fosfatación y aplicación de una fina capa de acero.

En cuanto al metal duro de los botones e insertos de las bocas, se fabrica a partir de carburo de tungsteno y cobalto por técnicas de polvometalotecnia. Este material se caracteriza por su alta resistencia al desgaste y tenacidad, y pueden conseguirse diferentes combinaciones variando el contenido en cobalto, entre un 6 y un 12%, y el tamaño de los granos del carburo de tungsteno.

La unión entre el acero y el metal duro se puede hacer con soldadura en las bocas de insertos y por contracción o presión en el caso de las bocas de botones.

Foto 3.1. *Accesorios de perforación (Cortesía de Kometa).*

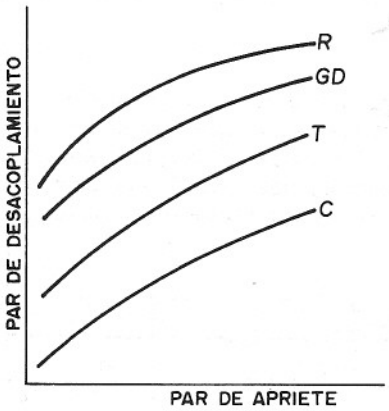
2. TIPOS DE ROSCAS

Las roscas tienen como función unir las culatas , los manguitos, las varillas y las bocas durante la perforación. El ajuste debe ser eficiente para que los elementos de la sarta se mantengan bien unidos en el fin de conseguir una transmisión directa de energía. Sin embargo, el apriete no debe ser excesivo pues dificultaría el desacoplamiento del conjunto de varillas cuando éstas fueran retiradas del barreno.

Las características que determinan si las varillas son fácilmente desacoplables o no son: el ángulo del perfil y el paso de rosca. Un paso mayor junto a un ángulo de perfil menor hará que la rosca sea fácil de desacoplar, comparando roscas de un mismo diámetro.

Los principales tipos de rosca son:

— **Rosca R. (Soga).** Se usa en barrenos pequeños con varillas de 22 a 38 mm y perforadoras potentes de rotación independiente con barrido de aire.



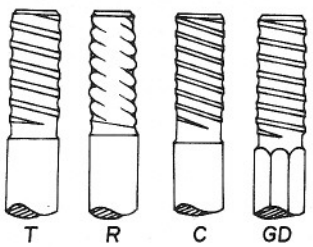


Figura 3.2. *Tipos de roscas (Atlas Copco).*

Tiene un paso corto de 12,7 mm y un ángulo de perfil grande.

— **Rosca T.** Es adecuada para casi todas las condiciones de perforación y se usa en diámetros de varillas de 38 a 51 mm. Tiene un paso mayor y un ángulo de perfil menor que hace más fácil el desacoplamiento que con la rosca R, y además uno de los flancos presenta un gran volumen de desgaste que le proporciona una gran duración.

— **Rosca C.** Se usa en equipos con varillas grandes de 51 y 57 mm. Tiene un paso grande y ángulo de perfil semejante al de la rosca anterior.

— **Rosca GD o HI.** Tiene unas características intermedias entre la rosca R y la T. Posee un diseño de perfil asimétrico denominado de diente de sierra y se usa en diámetros de 25 a 57 mm.

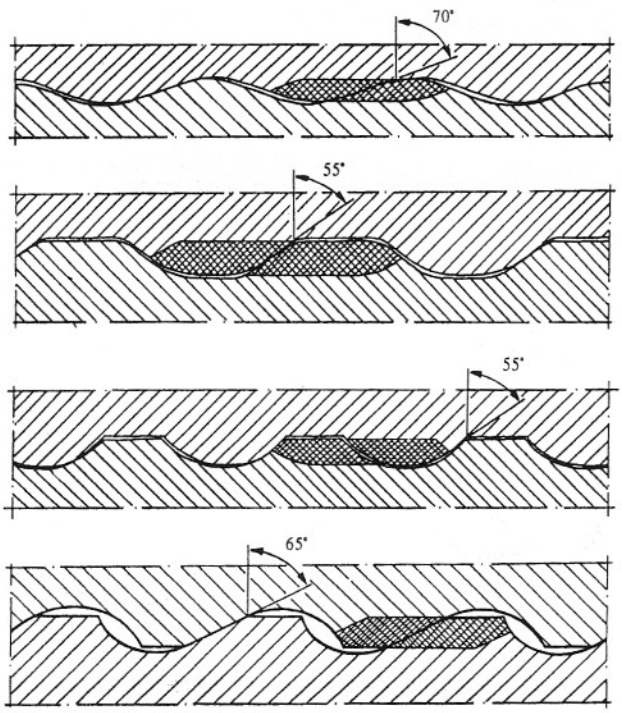


Figura 3.3. *Perfiles de las roscas R, T, C y GD.*

Cuando se perforan ciertas rocas blandas las roscas pueden tener una longitud doble, de esta forma cuando se desgasta el primer tramo se corta y se continúa trabajando con el segundo.

También existen roscas especiales, como la rosca en espiral a todo lo largo de la varilla. También presentan la ventaja de mayor aprovechamiento, al irse cortando los tramos gastados, pero el inconveniente de no trabajar con longitudes estándar. Los diámetros de estas varillas disponibles son 32, 38 y 45 mm.

3. ADAPTADORES

Los adaptadores de culata o espigas son aquellos elementos que se fijan a las perforadoras para transmitir la energía de impacto, la rotación del varillaje y el empuje.

Básicamente, existen dos tipos de adaptadores, Fig. 3.4. 1) De arrastre Leyner y 2) Adaptadores estriados.

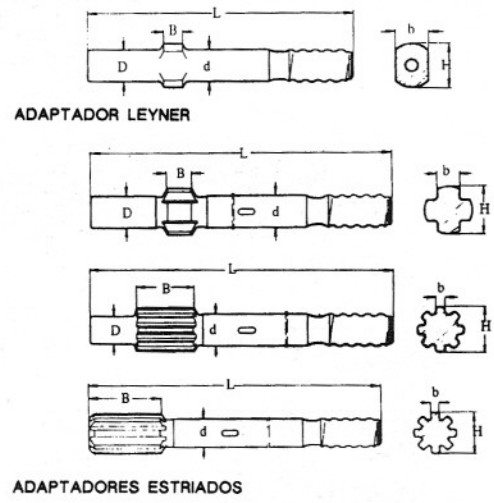


Figura 3.4. *Adaptadores de culata*

El primer tipo es usado con varillas de 25 y 32 mm, mientras que los adaptadores de estrías se emplean con diámetros de 38, 44 y 50 mm, con martillos de rotación independiente y teniendo entre 4 y 8 estrías. En las modernas perforadoras con una potencia de impacto de, al menos, 18 kW los adaptadores se diseñan sin cola - zona delgada detrás de las estrías -, reforzándose así la superficie de impacto.

El sistema de barrido puede ser central, en cuyo caso los adaptadores disponen de una empaquetadura o sello interior que es el elemento que entra en contacto con la aguja de soplado, o lateral, Fig. 3.5, teniendo entonces un orificio entre las estrías y la rosca por el que entra el fluido de barrido a través de un dispositivo con empaquetaduras adosado concéntricamente con el adaptador.

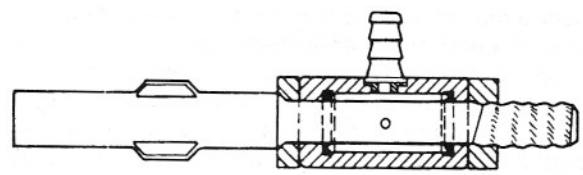


Figura 3.5. *Adaptador con barrido lateral.*

Otro diseño, como se ve en el siguiente epígrafe, consiste en las varillas que poseen en un extremo una culata. Fig. 3.6. Se usa en las perforadoras manuales o con los martillos más pequeños en diámetros de 19, 22 y 25 mm con sección transversal hexagonal.

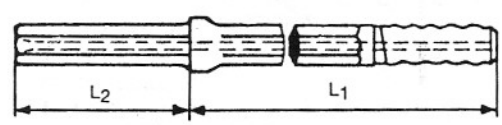


Figura 3.6 *Varilla con culata.*

4. VARILLAJE

Los elementos de prolongación de la sarta son generalmente,

— Varillas o barras.
— Tubos.

Las primeras son las que se utilizan cuando se perfora con martillo en cabeza y pueden tener sección hexagonal o redonda. Las varillas tienen roscas externas macho y son acopladas por manguitos.

Figura 3.7 *Tipos de varillas.*

Las varillas de extensión de sección completa hexagonal a) o redonda b) (Fig. 3.7) tienen la misma dimensión en el centro de la varilla que en las roscas. En las primeras el hexágono circunscribe al círculo que corresponde a las similares de sección redonda, por lo que son más rígidas y también un poco más pesadas.

Cuando las condiciones de perforación son tales que las vidas de las varillas dependen sólo del desgaste de las roscas, se emplean varillas con roscas dobles c). Así, cuándo se gasta la primera parte de la rosca, ésta se corta y se puede entonces seguir perforando con la segunda parte.

Las varillas de extensión ligeras d) tienen secciones transversales, normalmente hexagonales, menores que las de la rosca. La designación de este tipo de varillas se refiere a las dimensiones de las roscas.

Recientemente, han aparecido en el mercado las varillas de acoplamiento integrado e), que permiten una manipulación más sencilla, eliminan el uso de manguitos, la transmisión de energía es mejor, los barrenos son más rectos y la operación más segura. El precio de estas varillas es equivalente al de una convencional más un manguito, pero presentan el inconveniente de que en caso de rotura en las uniones se utilizan.

Dentro del varillaje para túneles y galerías se dispone de diversos tipos entre los que destacan: las varillas de extensión ligera f) uno de cuyos extremos tiene rosca de mayor diámetro que el de la sección central de la misma. La dimensión con la que se designan se refiere al tamaño de la rosca en el extremo de la culata.

Las barrenas integrales roscadas g) de sección hexagonal que disponen de boca de insertos en un extremo y rosca en el opuesto. Las varillas roscadas con culata h) tienen una culata hexagonal en un lado y rosca en el otro y las varillas cónicas con culata i).

Por último está el grupo de las barrenas integrales con culata (Fig. 3.8), que a su vez se subdividen según la forma de la boca y forma de los insertos.

Las barrenas integrales están ordenadas en series, donde el diámetro del inserto disminuye conforme aumenta la longitud de las mismas. Los principales tipos son:

— Barrenas de tipo cincel. Son las más usadas y se caracterizan por su fácil afilado y bajo coste.
— Barrenas de insertos múltiples. Se usan en la perforación mecanizada de rocas blandas y fisuradas.
— Barrenas de botones. Se emplean en rocas poco abrasivas de fácil penetración, como por ejemplo el carbón.
— Barrenas para trabajos en mármol. Disponen de cuatro insertos y canales especiales para evacuar los detritus.

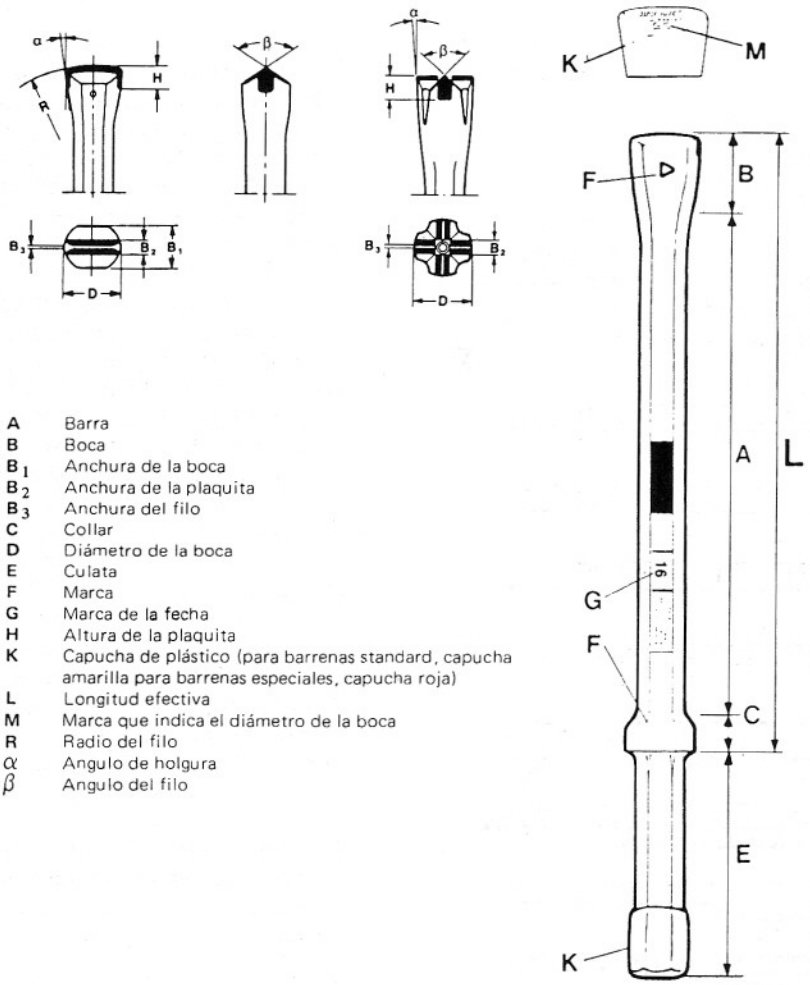
En la perforación a cielo abierto, generalmente, las varillas hexagonales se usan con equipos ligeros y cambio manual, mientras que las de sección redonda se utilizan cuando las perforadoras disponen de cambiadores

En la Tabla 3.1. se indican los diámetros disponibles y longitudes estándar de las varillas más comunes.

TABLA 3.1

TIPO DE VARILLA	DIAMETROS DISPONIBLES (mm)	LONGITUDES DISPONIBLES (mm)
Hexagonal, normal	25, 28, 32, 38	3050, 3660
Redonda, normal	32, 38, 45, 51	3050, 3660, 6100
Redonda, MF	32, 38, 45 51	3050, 3660, 6100

Por otro lado, en la Tabla 3.2. se recogen los diámetros del varillaje y longitudes máximas perforadas para barrenos de diferente sección.



A	Barra
B	Boca
B_1	Anchura de la boca
B_2	Anchura de la plaquita
B_3	Anchura del filo
C	Collar
D	Diámetro de la boca
E	Culata
F	Marca
G	Marca de la fecha
H	Altura de la plaquita
K	Capucha de plástico (para barrenas standard, capucha amarilla para barrenas especiales, capucha roja)
L	Longitud efectiva
M	Marca que indica el diámetro de la boca
R	Radio del filo
α	Angulo de holgura
β	Angulo del filo

Figura 3.8. *Barrenas integrales (Sandvik-Coromant).*

TABLA 3.2

DIAMETRO DE VARILLA (mm)	DIAMETRO DE VARILLA (pulg)	DIAMETROS DE BOCAS (mm)	LONGITUD MAXIMA DE BARRENO RECOMENDADA (m)
25	1	38/41/45/51	6 ... 8
28	1 1/8	38/41/45/51	8 ... 10
32	1 1/4	48/51/57/64/76	12 ... 15
38	1 1/2	64/70/76/89/102	15 ... 18
45	1 3/4	76/89/102/115	18 ... 22
51	2	89/102/115/127	25 ... 28

Con la aplicación de las perforadoras hidráulicas con martillo en cabeza a la perforación de barrenos de grandes diámetros, superiores a los 115 mm, se han diseñado recientemente unos tubos de perforación semejantes a los que se emplean en los trabajos con martillos en fondo.

Las principales ventajas de este varillaje tubular son:

1. Mayor rigidez. Se reducen las desviaciones y las paredes irregulares de los barrenos al tener unos diámetros mayores (76 a 165 mm).
2. Mejor transmisión de la energía al no ser preciso el uso de manguitos.
3. Barrido más eficiente al mejorar la velocidad del aire en el espacio anular y al poder aumentar la cantidad de aire bombeado.

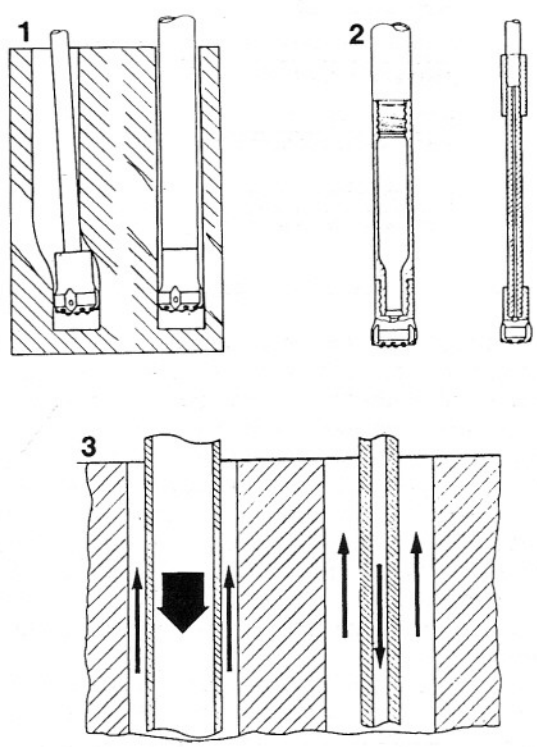


Figura 3.9. *Tubos de perforación (Tamrock).*

En la Fig. 3.10 se indican los diámetros de los tubos que se recomiendan en función del tamaño de los barrenos.

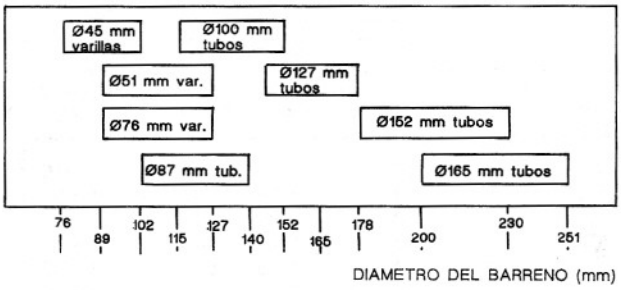


Figura 3.10. *Varillaje recomendado para distintos diámetros de perforación.*

También existen en el mercado las varillas o tubos guía, que llevan una o dos secciones en los extremos con cuatro aletas exteriores longitudinales. Se fabrican con rosca macho y hembra en los extremos, con lo cual se eliminan los manguitos. Estas varillas permiten realizar la perforación con desviaciones inferiores al 1% y son adecuadas tanto para la perforación de superficie como subterránea.

Los tubos guía se colocan detrás de la boca de perforación, proporcionando puntos de apoyo adicionales. El resto de la sarta de apoyo está constituida por varillas de 45 a 51 mm. Como el tubo guía se encuentra en el fondo del barreno tiene un efecto similar a una sarta formada totalmente por tubos.

Finalmente, cuando se perfora con martillo en fondo se emplean tubos, como ya se ha indicado, con unas longitudes de 3 a 7,5 m con roscas macho y hembra en los extremos. Próximo a estas zonas presentan unos chaflanes o entalladuras para facilitar el empalme y desenroscado de los tubos.

Los tamaños estándar, para cada diámetro de tubo, y el peso aproximado del mismo se indica en la Tabla 3.3.

TABLA 3.3

DIAMETRO DE TUBERIA (mm)	LONGITUD (mm)	ROSCA API reg	PESO (kg)
76	1500	2 3/8"	15
76	3000	2 3/8"	25
89	1500	2 3/8"	22
89	3000	2 3/8"	44
89	4500	2 3/8"	63
114	1500	3 1/2"	45
114	3000	3 1/2"	61
114	6100	3 1/2"	170
115	7600	3 1/2"	199
127	6100	3 1/2"	204
127	7600	3 1/2"	257

Recientemente, Atlas Copco ha introducido un nuevo sistema de transmisión de energía en la perforación rotopercutiva con martillo en cabeza, en el que la percusión y la rotación se ejercen sobre el útil de perforación a través de dos sartas independientes, pero coaxiales.

El sistema, conocido por COPROD, está constituido por unas varillas centrales sin rosca montadas unas sobre otras en el interior de unos tubos de mayor diámetro, unidos con roscas cónicas. Las varillas transmiten la energía de impacto a la roca y los tubos exteriores proporcionan la rotación, Fig.3.11.

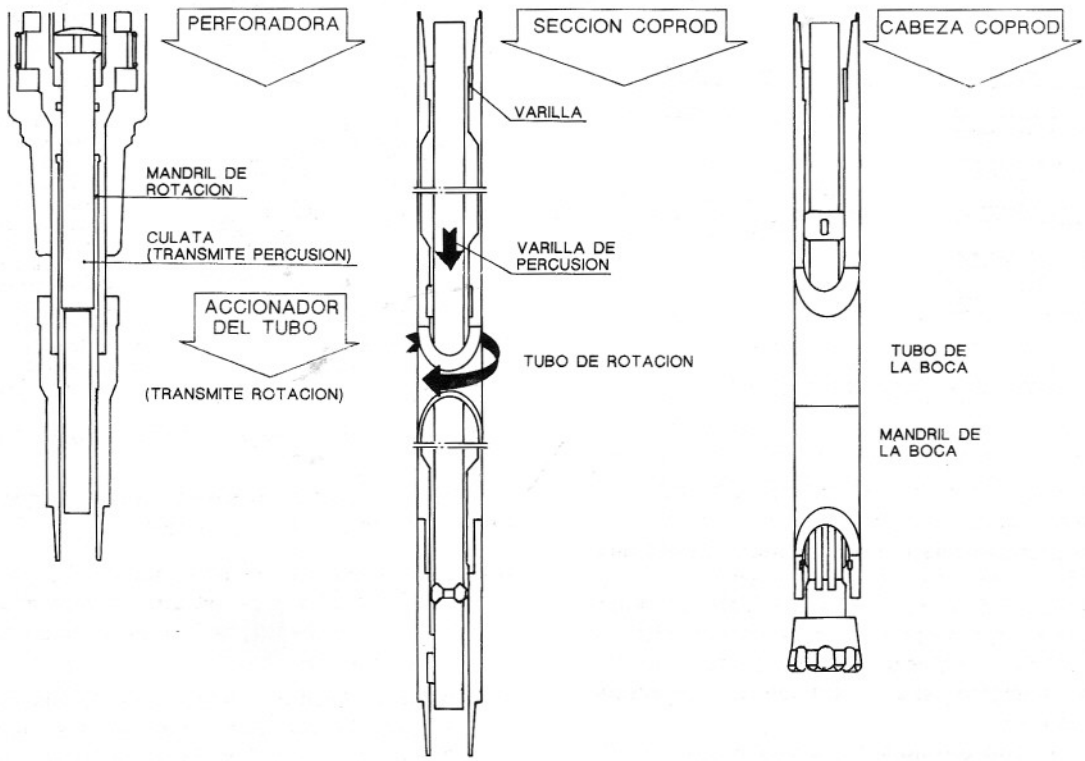


Figura 3.11. *Sarta de perforación COPROD (Atlas Copco).*

Los martillos desarrollados para este varillaje están equipados con una culata que transmite la percusión y un tubo mandril que transmite la rotación.

Este nuevo tipo de sarta presenta las siguientes ventajas:

— Posibilidad de usar perforadoras más potentes.
— Altas velocidades de penetración.
— Elevada efectividad de perforación, similar a un tubo en martillo en fondo.
— Mayor duración de la sarta, superior que con martillo en cabeza y similar que con tubos con martillo en fondo.
— Barrido más efectivo que con varillaje convencional.
— Menores desviaciones de los barrenos.

5. MANGUITOS

Los manguitos sirven para unir las varillas unas a otras hasta conseguir la longitud deseada con ajuste suficiente para asegurar que los extremos estén en contacto y que la transmisión de energía sea efectiva.

Los tipos de manguitos disponibles son:

a) Simples.
b) Con semipuente.
c) Con puente.
d) Con estrías.
e) Con aletas de gran diámetro.

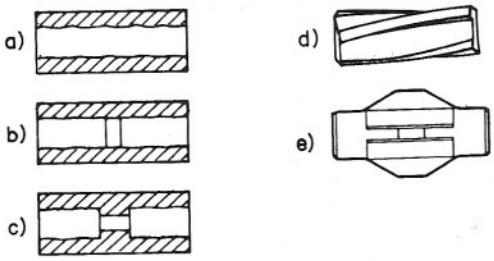


Figura 3.12. *Tipos de manguitos.*

Los manguitos con tope central b) y c) evitan el deslizamiento de ese elemento sobre el varillaje. Se usan en todas las roscas T, y en el extremo de la culata de las varillas para perforación de túneles.

Los manguitos con estrías d) se utilizan con bocas retráctiles en barrenos con tendencia a atascamientos. Los manguitos con aletas se emplean en barrenos largos de gran diámetro y sirven para centralizar y estabilizar las varillas.

Los tratamientos térmicos de fabricación son el endurecimiento superficial, la carburación total o interior solamente.

En la Tabla 3.4 se indican los diámetros de los manguitos para varillaje de diferente tamaño.

TABLA 3.4

DIAMETRO DE BOCA (mm)	DIAMETRO DE BOCA (pulg)	DIAMETRO DEL VARILLAJE (mm)	DIAMETRO DEL VARILLAJE (pulg.)	DIAMETRO DE LOS MANGUITOS (mm)	DIAMETRO DE LOS MANGUITOS (pulg)
41	1 5/8	25	1	36	1 7/16
45	1 3/4	28	1 1/8	40	1·5/8
51	2	32	1 1/4	44	1 3/4
57	2 1/4	32	1 1/4	44	1 3/4
64	2 1/2	38	1 1/2	55	2 5/32
70	2 3/4	38	1 1/2	55	2 5/32
76	3	45	1 3/4	63	2 31/64
89	3 1/2	51	2	72	2 7/8

6. BOCAS

Las bocas que se emplean en la perforación rotopercutiva son de dos tipos:

— Bocas de pastillas o plaquitas, y
— Bocas de botones.

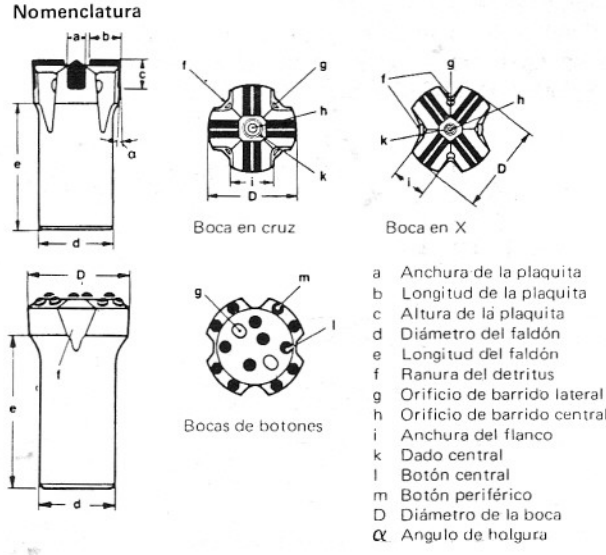


Figura 3.13. *Bocas de perforación (Sandvik-Coromant).*

Algunas características de diseño comunes a ambos tipos de boca son las siguientes:

— Las varillas se atornillan hasta el fondo de la rosca de la boca con el fin de que la transmisión de la energía de impacto sea lo más directa posible sobre la roca.
— Las bocas disponen de una serie de orificios centrales y laterales por los que se inyecta el fluido de barrido para remover el detrito y poseen unas hendiduras por las que pasan y ascienden las partículas de roca producidas.

— Las bocas se diseñan con una pequeña conicidad, siendo la parte más ancha la que está en contacto con la roca, con el fin de contrarrestar el desgaste que sufre este accesorio y evitar un ajuste excesivo con las paredes del barreno.

a. Bocas de botones

Estas bocas disponen de unos botones o insertos cilíndricos de carburo de tungsteno distribuidos sobre la superficie de la misma. Se fabrican en diámetros que van desde los 50 mm hasta los 251 mm.

Las bocas de botones se adaptan mejor a la perforación con rotación, obteniéndose velocidades de avance superiores que con bocas de pastillas. También presentan una mayor resistencia al desgaste, debido no sólo a la forma de los botones sino incluso a la sujeción más efectiva del acero, por contracción o presión en frío, sobre todo el contorno de los insertos.

b. Bocas de pastillas

Se dispone de dos configuraciones de diseño: (1) Bocas en Cruz y (2) Bocas en X. Las primeras están construidas con cuatro plaquitas de carburo de tungsteno dispuestas en ángulo recto, mientras que en las bocas en X estas plaquitas forman ángulos de 75° y 105° unas con otras.

Estas bocas se fabrican a partir de diámetros de 35 mm, siendo habitual llegar hasta los 57 mm en las bocas en cruz, y usar a partir de los 64 mm y hasta 127 mm las bocas en X, pues son más rápidas y además se evita la tendencia de las otras a abrir barrenos con secciones pentagonales en los grandes diámetros.

c. Bocas especiales

Las bocas con diseño especial son las conocidas por:

— Bocas retráctiles.
— Bocas de escariar.
— Bocas de centro hundido.
— Bocas balísticas.

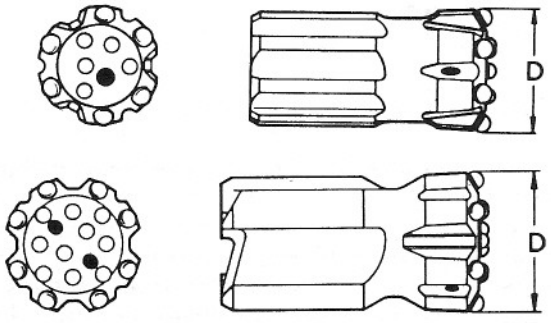


Figura 3.14. *Bocas retráctiles.*

Las bocas retráctiles se usan en aquellas formaciones rocosas donde las paredes de los barrenos tienden a desmoronarse y, por lo tanto, es preciso evitar atranques y pérdidas de varillaje. Disponen de estrías y dientes por detrás del frente que permiten realizar la perforación en retroceso.

Una variante de la boca anterior es la boca retráctil de faldón largo. Con este útil el corte en retroceso es más intenso y al tener un diámetro constante en todo su cuerpo se consiguen barrenos más rectos.

Las bocas de escariar de botones o plaquitas se utilizan en labores subterráneas para abrir los barrenos centrales de mayor diámetro en los cueles paralelos. Estas bocas se utilizan con varillas pilotos o con varillas de extensión y adaptadores pilotos. Poseen un orificio central troncocónico que permite que éstas se sitúen por detrás de la piloto de menor diámetro.

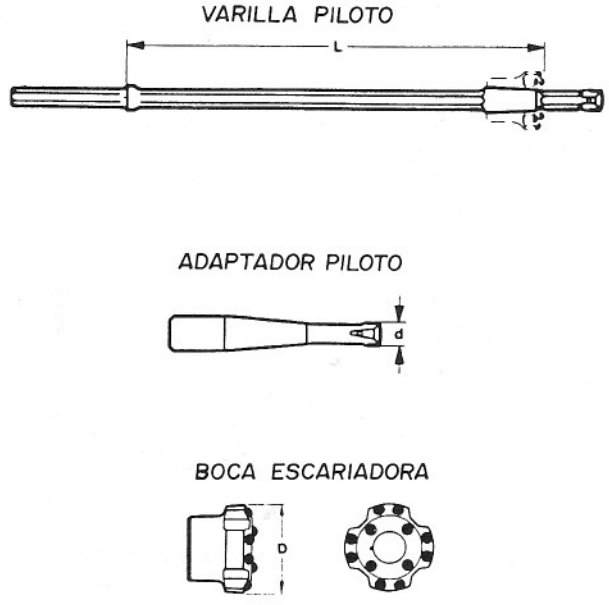


Figura 3.15. *Boca de escariar, varilla piloto y adaptador piloto.*

Las bocas de centro hundido poseen unas excelentes características de barrido, ya que éste se realiza principalmente por la parte frontal. Se usan en rocas blandas fáciles de perforar. Asimismo, estos accesorios mejoran la rectitud de los barrenos.

Las bocas balísticas disponen de insertos en forma de proyectiles que son más largos que los estándar y proporcionan mayores velocidades de penetración y un barrido más eficiente. En rocas blandas el frente de la boca no impacta contra la roca del fondo del barreno debido a la altura de los botones, por lo que la limpieza de los detritus es más completa. Comparadas con las bocas estándar de botones, las bocas balísticas dan velocidades de penetración de un 25 a un 50% superiores, según el tipo de roca que se perfore.

El principal inconveniente que presentan es el riesgo de rotura de los botones, sobre todo cuando el cuerpo de la boca sufre un desgaste más fuerte que los botones.

TABLA 3.5

TIPO DE ROCA	BOCAS DE INSERTOS			BOCA DE BOTONES		
	Normal	Heavy-duty	Retráctil	Normal	Heavy-duty	Retráctil
Blanda	R	N	N	R	N	N
Medio dura	A	R	N	R	A	N
Dura	N	A	N	A	R	N
Desgaste lateral intenso	N	R	N	N	A	N
Desgaste frontal intenso	N	A	N	A	R	N
Desgaste frontal moderado	N	N	N	R	A	N
Fisurada	N	N	R	N	N	R

R = Recomendada.
A = Adecuada.
N = No recomendada.

En la Tabla 3.5. se indican los tipos de bocas que se recomiendan para perforar diferentes formaciones rocosas.

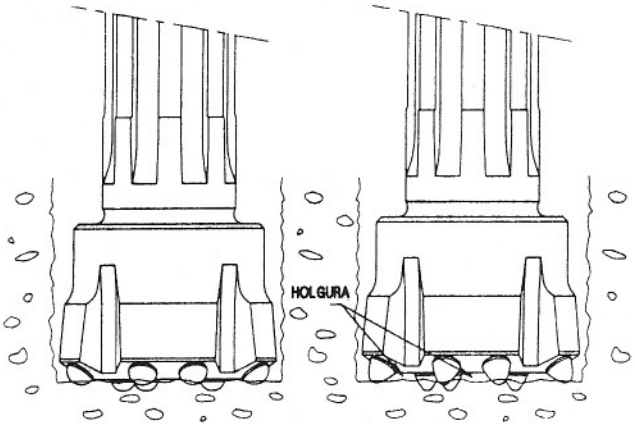


Figura 3.16. *Boca convencional y boca balística.*

d. Bocas de martillo en fondo

Las bocas de martillos en fondo llevan incorporadas en su diseño las culatas sobre las que golpean directamente los pistones. Los diámetros usuales de estos útiles van desde los 85 mm hasta los 250 mm, aunque existen bocas de mayor calibre.

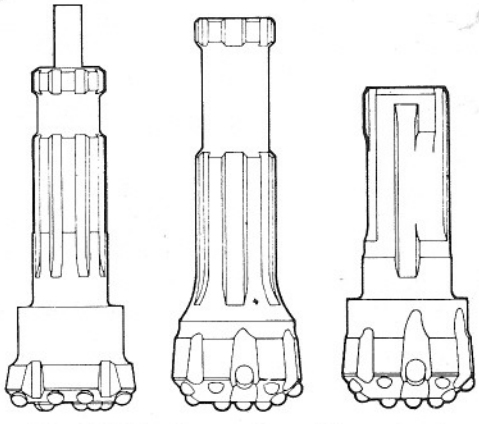


Figura 3.17. *Bocas de martillo en fondo.*

Los principales tipos de bocas son los siguientes:

— **De Botones.** Son las más utilizadas y son de aplicación en cualquier tipo de roca. Se subdividen en:

- Bocas con núcleo rompedor.
- Bocas cóncavas.
- Bocas convexas.
- Bocas balísticas.

— **De Insertos**

- De cara completa. Con insertos en cruz o en X semejantes a las de martillo en cabeza y de aplicación en rocas blandas y sueltas.
- De núcleo rompedor. Bocas con cuatro insertos cortos y uno o dos botones en el centro que sirven para romper el núcleo de roca que se forma en cada golpe.

7. CALCULO DE NECESIDADES DE ACCESORIOS DE PERFORACION

La cantidad de varillaje que se precisa para realizar un trabajo depende de diversos factores:

— Volumen de roca.
— Perforación específica.
— Perforabilidad y abrasividad de la roca, y
— Método de perforación.

La vida en servicio del varillaje está marcada básicamente por los dos últimos factores, y sobre todo por la perforabilidad en rocas abrasivas. Frecuentemente, la vida de estos accesorios se expresa en «Metros-varilla», debido a que el número de metros perforados con una varilla dada es función de la longitud de ésta y de la profundidad de los barrenos.

Ejemplo:

Longitud de barreno = 12 m.
Longitud de varilla = 3,05 m.

Número de varilla	*Metros-varilla perforados con una varilla*
1	*12*
2	*9*
3	*6*
4	*3*
Total	*30*

$$\frac{\text{Total metros-varillas}}{\text{Total metros perforados}} = \frac{30 \text{ m-v}}{12 \text{ m}} = 2{,}5 \text{ m-v/m}$$

Cuando la longitud de la varilla es de 3 m, entonces el valor medio es de 7,5 metros-varilla para el barreno de la profundidad indicada.

En general se tendrá:

$$MV = L \times \left[\frac{L + L_v}{2L_v} \right]$$

donde:

L = Profundidad del barreno.

L_v = Longitud de cada varilla.

MV = Metros-varilla.

Para estimar los accesorios de perforación que se precisan en un proyecto dado pueden aplicarse las siguientes expresiones:

1. Número de bocas $N_B = \dfrac{VR \times PS}{V_B}$

2. Número de varillas $N_v = \dfrac{VR \times PS}{V_V} \times \dfrac{L + L_v}{2L_v}$

3. Número de adaptadores $N_A = N_V/3$

4. Número de manguitos $N_M = 1{,}5 \times N_v$

donde:

VR = Volumen de roca a volar (m^3).

PS = Perforación específica (ml/m^3).

L = Profundidad de los barrenos (m).

V_i = Vida en servicio de cada accesorio.

A título orientativo, las vidas de los diferentes tipos de bocas pueden estimarse para distintos trabajos de perforación en banco y avance de túneles y galerías a partir de las Tablas 3.6 y 3.7.

TABLA 3.6. VIDA DE ACCESORIOS EN PERFORACION EN BANCO

ACCESORIO	TIPO DE ROCA	
	ABRASIVA	POCO ABRASIVA
BARRENAS INTEGRALES		
• Intervalo de afilado	20-25	150
• Vida de servicio	150-200	600-800
BOCAS DE PASTILLAS		
• Intervalo de afilado	20-25	150
• Vida de servicio	200-400	800-1200
BOCAS DE BOTONES		
— Diámetro ≥ 64 mm		
• Intervalo de afilado	60-100	300
• Vida de servicio	400-1000	1200-2500
— Diámetro <57 mm		
• Intervalo de afilado	100-150	300
• Vida de servicio	300-600	900-1300
BOCAS DE BOTONES PARA MARTILLO EN FONDO		
• Intervalo de afilado	40-60	300
• Vida de servicio	400-100	1200-2500
VARILLAS EXTENSIBLES		
• Vida de servicio	600-1800	
MANGUITOS		
• Vida de servicio	100% vida de varillas	
ADAPTADORES		
• Vida de servicio		
— Perforadoras neumáticas	1500-2000	
— Perforadoras hidráulicas	3000-4000	

NOTA: Cifras en metros.
FUENTE: Atlas Copco.

TABLA 3.7. VIDA DE ACCESORIOS EN TUNELES Y GALERIAS

ACCESORIO	TIPO DE ROCA	
	ABRASIVA	POCO ABRASIVA
BARRENAS INTEGRALES		
• Intervalo de afilado	20-25	150
• Vida de servicios	200-300	700-800
BOCAS DE PASTILLAS		
• Intervalo de afilado	20-25	150
• Vida de servicios	250-350	900-1.200
BOCAS DE BOTONES		
• Vida de servicio	250-550	1.000-1.300
VARILLAJE EXTENSIBLE		
• Vidas de servicio		
— Perforadoras neumáticas	1.000-1.500	
— Perforadoras hidráulicas	1.600-1.400	
VARILLAS INTEGRALES ROSCADAS		
• Vida de servicio	600-800	
MANGUITOS		
• Vida de servicio	100 % vida de varillas	
ADAPTADORES		
• Vida de servicio		
— Perforadoras neumáticas	1.200-1.600	
— Perforadoras hidráulicas	2.500-3.500	

NOTA: Cifras en metros
FUENTE: Atlas Copco

En la perforación de recubrimientos la duración de los accesorios puede estimarse a partir de la Tabla 3.8.

TABLA 3.8

METODO ODEX	
Boca piloto	200 - 600
Escariador	100 - 300
Guía	400 - 1.200
METODO OD	
Tubo de extensión	1.000 - 1.500
Acoplamiento de tubo	800 - 1.000
Boca de corona	150 - 400
Manguito adaptador	1.000 - 1.200
Boca de perforación	400 - 700
METODO ODEX Y OD	
Adaptador de culata	800 - 1.000
Varillas de extensión	1.000 - 1.500
Manguitos	800 - 1.000

Nota: Cifras en metros.

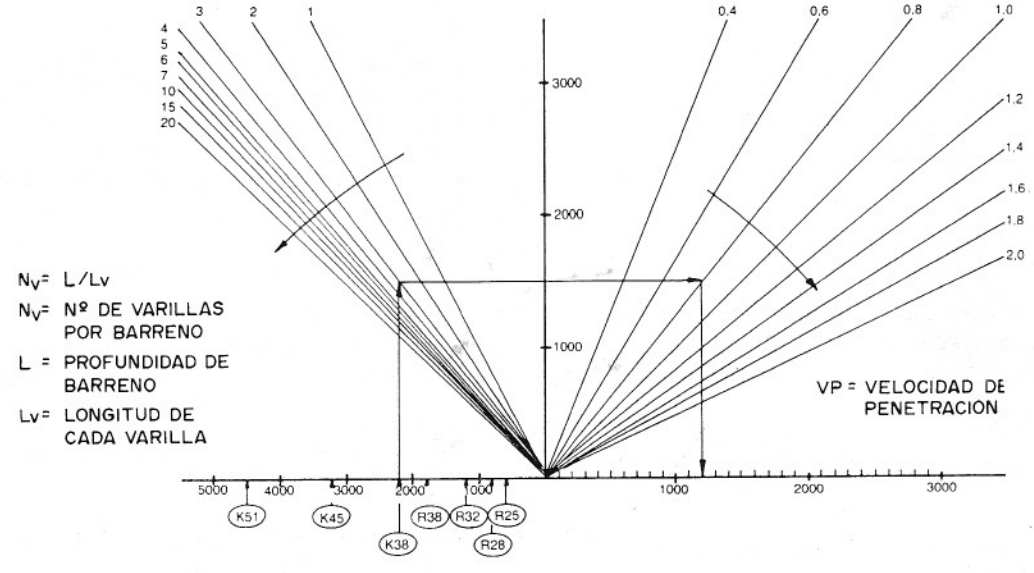


Figura 3.18. *Ejemplo de cálculo de vida en servicio del varillaje (Kometa).*

En cuanto al varillaje, su duración puede determinarse conociendo los siguientes factores:

— Tipo y tamaño de las roscas.
— Número (N_v) y longitud de las varillas (L_v) necesarias para un barreno con una profundidad (L).
— Velocidad de penetración (VP), que a su vez depende del tipo de roca, diámetro de perforación y tipo de martillo. Fig. 3.18.

La vida de los manguitos se considera que es igual a la del varillaje, aunque suelen durar algo menos.

8. CUIDADO Y MANTENIMIENTO DE BOCAS

El acondicionamiento de las bocas tiene como objetivo obtener una velocidad óptima de penetración y aumentar la vida de dichos útiles.

En efecto, si las pastillas o botones de metal duro y el resto del cuerpo de la boca no tienen una forma adecuada no se conseguirá alcanzar la mayor velocidad de penetración posible y además, se generarán esfuerzos y tensiones tanto en el propio útil como en el resto del varillaje pudiendo dar lugar a graves daños o roturas.

A continuación, se indica para las bocas de botones, de pastillas y barrenas integrales cuándo debe efectuarse el afilado y el modo de llevarlo a cabo.

a. Bocas de botones

Las bocas de botones deben ser reacondicionadas cuando:

1. El cuerpo de la boca se desgasta más que los botones, haciendo que éstos sobresalgan excesivamente. Así se evitará que los botones se claven en la roca o quiebren. Esto sucede frecuentemente en terrenos blandos y abrasivos.

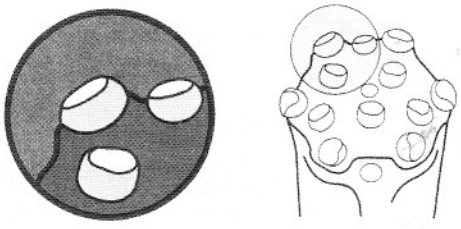


Figura 3.19. *Desgaste del cuerpo.*

2. Cuando los botones se desgastan más rápidamente que el cuerpo, especialmente en rocas duras y abrasivas, los botones deben ser afilados con frecuencia. Fig. 3.20.
3. Si en rocas no abrasivas los botones se pulen mostrando señales de fracturación en su superficie con aspecto de piel de reptil. Esto evita que las fracturas superficiales se propaguen, lo cual podría provocar la destrucción de los botones. Fig. 3.21.

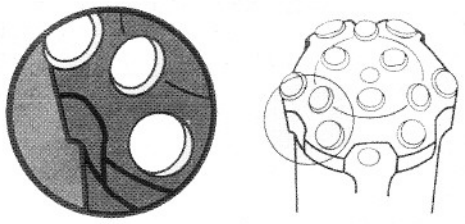


Figura 3.20. *Desgaste de botones.*

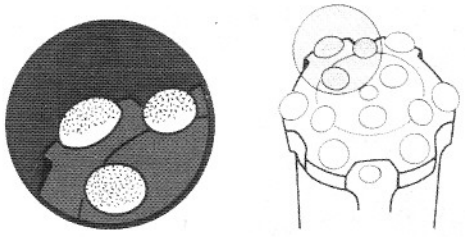


Figura 3.21. *Pulido de botones con aspecto de piel de reptil.*

El afilado de botones tiene por objeto devolverles su forma esférica original, pero sin reducir demasiado su altura. Por lo general, no necesitan afilado del diámetro.

El intervalo de afilado puede elegirse en función de los diferentes tipos de roca y condiciones de perforación, por ejemplo, al cabo de un determinado número de barrenos, que coincida aproximadamente cuando se haya consumido la mitad del diámetro del botón.

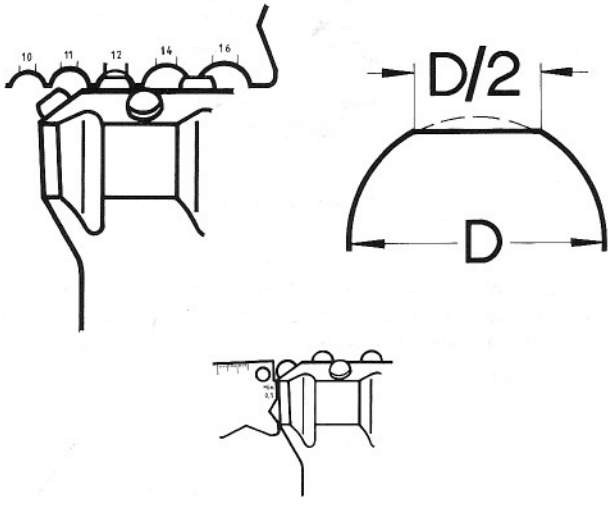


Figura 3.22. *Medida del desgaste de botones.*

Si las bocas están muy gastadas, puede ser necesario afilar el acero alrededor de los botones para que sobresalgan lo suficiente. La altura visible debe estar próxima a la mitad del diámetro del botón.

Todos los botones deben afilarse cada vez, aunque no se haya alcanzado el desgaste límite. Las bocas

están en condiciones de perforar siempre que los botones periféricos estén bien, ya que son más importantes que los del resto. Especial atención se pondrá en la limpieza de los orificios y estrías o canales de barrido.

El afilado de botones se realizará con esmeriladoras y deberá controlarse con plantillas de medición adecuadas.

b. **Bocas de pastillas**

Las bocas de pastillas deben afilarse cuando:

1. El filo se haya desgastado y la superficie cortante mida de 2,4 mm a 5 mm del diámetro del exterior de la boca.

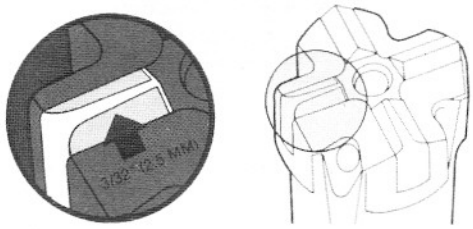


Figura 3.23. *Desgaste del filo de las pastillas.*

2. Cuando la esquina exterior de la pastilla se haya desgastado hasta un radio mayor de 5 mm.

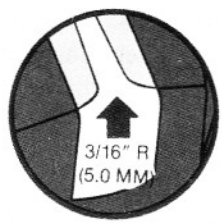


Figura 3.24. *Desgaste de esquinas.*

3. Cuando la cara de la boca comience a tener un diámetro inferior al del cuerpo; entonces se esmerilará el diámetro exterior para eliminar los contraconos.

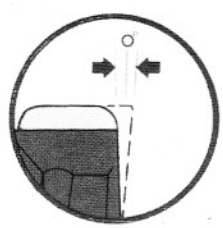


Figura 3.25. *Contracono.*

4. En terrenos no abrasivos donde las pastillas presentan áreas muy pulidas o pequeñas fracturaciones en superficie, que es preciso eliminar periódicamente.

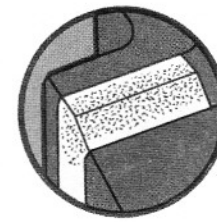


Figura 3.26. *Pulido de pastillas.*

El afilado de este tipo de bocas debe hacerse de tal manera que el ángulo de filo sea de 110° y el ángulo del cuerpo de unos 3°.

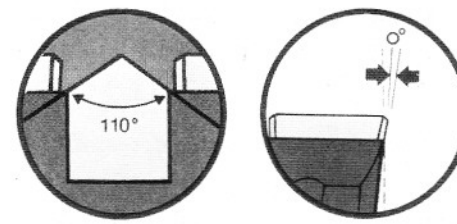


Figura 3.27. *Afilado de pastillas.*

No deben afilarse las esquinas de las pastillas, sino dejar un ligero biselado. Debe evitarse que los insertos queden formando cuña, se recomienda una forma ligeramente convexa con un ángulo máximo de 10 a 15°.

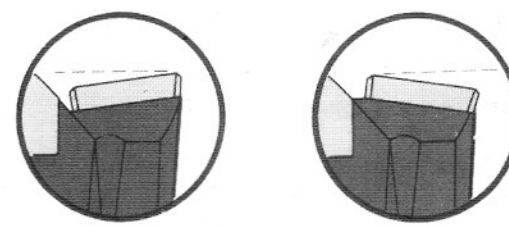


Figura 3.28. *Forma de las pastillas.*

Si el afilado se hace en seco, las bocas deben enfriarse lentamente con el aire antes de continuar reafilándolas. Los filos de los insertos, una vez esmeriladas las bocas deben biselarse hasta alcanzar una anchura de 0,4 a 0,8 mm.

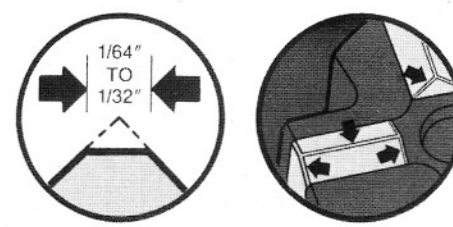


Figura 3.29. *Biselado de aristas.*

Si el cuerpo de la boca se ha desgastado, debe esmerilarse lo que sobresalga de los insertos, hasta quedar a ras con el cuerpo. Deben también acondicionarse las estrías de barrido y engrasar las bocas después del afilado y antes de usarse otra vez.

c. Barrenas integrales

Estos accesorios deben afilarse cuando el ancho de la superficie plana del inserto sea de 3 mm, medidos a 5 mm del borde. En rocas abrasivas o perforación con aire, también deben afilarse los bordes que se hayan redondeado tomando forma cónica hasta una altura de 8 mm.

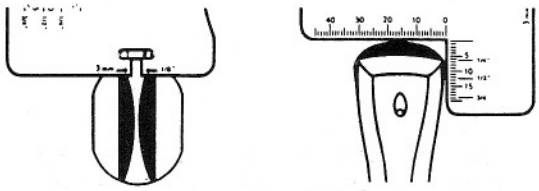


Figura 3.30. *Control del desgaste.*

La geometría que debe conseguirse en el afilado es de un ángulo de filo de 110° y una curvatura de 80 a 100 mm.

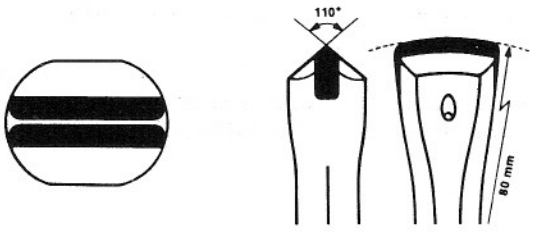


Figura 3.31. *Afilado de barrenas integrales.*

9. CUIDADO Y MANTENIMIENTO DEL VARILLAJE

Las recomendaciones que deben seguirse en el uso del varillaje de perforación son las siguientes:

1. Invertir los extremos de las varillas para repartir los desgastes de las roscas.
2. Rotar las varillas en las sartas de perforación para que todas efectúen el mismo metraje.

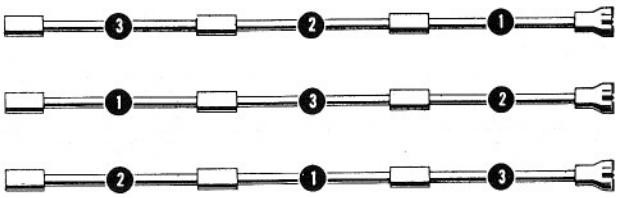


Figura 3.32. *Rotación de varillas.*

3. Proteger las varillas contra la corrosión y el polvo, almacenándolas de forma adecuada y manejándolas con cuidado.

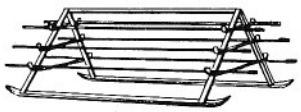


Figura 3.33. *Almacenamiento de varillas.*

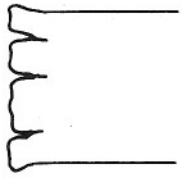
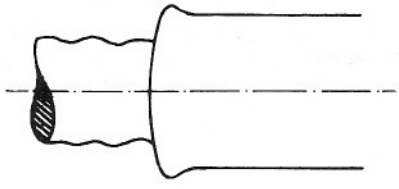
4. Engrasar las roscas de las varillas y manguitos cada vez que se utilicen.
5. Apretar a tope los acoplamientos durante la operación para conseguir una mejor transmisión de la energía y evitar los sobrecalentamientos del acero.
6. Utilizar las herramientas adecuadas para aflojar los acoplamientos.
7. No volver a utilizar las varillas y manguitos en los que se hayan producido desgastes excesivos en las roscas.

10. GUIA PARA LA IDENTIFICACION DE LAS CAUSAS DE ROTURA DE LOS ACCESORIOS DE PERFORACION

En la Tabla 3.9 se recogen los diferentes tipos de rotura de diversos accesorios de perforación, varillas, roscas, manguitos, adaptadores y bocas, y las causas probables origen de las mismas.

Cualquier daño o desperfecto se debe analizar e identificar con el fin de corregir la fuente que lo genera o la práctica operativa.

TABLA 3.9

PROBLEMA	CAUSA PROBABLE
1. Varilla dañada en la superficie exterior.	1. Mala manipulación de las varillas con golpes y caídas o defectos superficiales en el acero.
2. Corrosión en el orificio interno acelerada por las condiciones de fatiga.	2. Defecto interno en el acero, p. e. una inclusión oxidada.
3. Roturas de las varillas en las roscas que entran en los manguitos.	3. Varillas o manguitos con roscas desgastadas y movimiento oscilante del varillaje. Desplazamiento de manguitos y mala mecanización del acero.
4. Orificios de barrido taponados y atascamientos del varillaje.	4. Caudales de barrido insuficientes y avances excesivos en terrenos agrietados y con presencia de barro.
5. Manguitos con daños en los extremos de las roscas. 	5. Varillas no acopladas a tope o desalineamientos. Mal tratamiento térmico del acero.
6. Manguitos rotos o rajados.	6. Deslizamiento entre el martillo y el centralizador, oscilación del tren de varillaje durante la perforación o roscas de varillas inadecuadas.
7. Manguitos con los extremos abocardados o remachados. 	7. Golpeo de los manguitos con el centralizador.

8. Rotura del adaptador o espiga.

9. Rotura del adaptador por las estrías.

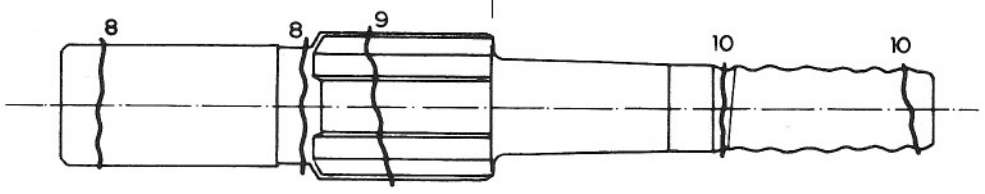
10. Rotura del adaptador por las roscas.

11. Botones rotos o cizallados del cuerpo de acero de la boca.

12. Pérdida completa o escupido de botones.

13. Desgaste excesivo en los botones periféricos.

8. Buje desgastado, avance excesivo, falta de lubricación o pistón roto.



9. Buje desgastado, par excesivo, falta de lubricación o pistón roto.

10. Varillas dañadas o rotas en los extremos, manguitos dañados o perforación con oscilación del varillaje. Mala mecanización o tratamiento térmico del acero.

11. Rotación excesiva de la boca. Avance excesivo en roca dura. Perforación de formaciones rocosas agrietadas o bocas mal afiladas.

12. Empuje insuficiente y falta de contacto entre la boca y la roca.

13. Rotación excesiva, avance elevado y roca demasiado abrasiva.

BIBLIOGRAFIA

— ANONIMO: «Rock Drilling Seminar». Mining Magazine. July. 1979.
— ATLAS COPCO: «Manual Atlas Copco». 1984.
— FAGERSTA-SECOROC: «Accesorios de Perforación». 1974.
— GARDNER DENVER: «Rock Drilling Data».
— INGERSOLL-RAND: «La Boca de Botones Contra la Roca».
— KOMETA OY.: «Accesorios de Perforación». 1986.
— OLIVER, J.: «Factors Influencing the Selection & Use of DTH Button Bits in Rotary Percussive Drilling Applications». II Simposium Nacional de Selección de Maquinaria en Minería e Industrias de la Construcción, 1990.
— SANDVIK AB.: «Rock Drilling Manual - Drill Steel Applications». 1979.
— SANDVIK-COROMANT: «Manual de Perforación de Rocas - Teoría y Técnica». 1983.
— TAMROCK: «Handbook of Underground Drilling». 1983.
— TAMROCK.: «Handbook of Surface Mining». 1989.
— TANTARIMAKI, K.: "Top-Hammer". World Mining Equipment. September.1990.
— TIMKEN: «Brocas de Percusión para Roca». 1981.
— TRW Inc.: «Percusion Drilling Equipment Operation and Maintenance Manual». 1985.

Capítulo 4

PERFORACION ROTATIVA CON TRICONOS

1. INTRODUCCION

Hasta 1949, la mayor parte de los barrenos para voladura eran realizados mediante perforadoras a rotopercusión y sólo en el caso de rocas muy blandas era aplicable la perforación a rotación mediante bocas de corte o trépanos.

La apertura en Estados Unidos de grandes explotaciones de carbón a cielo abierto, con espesores de recubrimiento que alcanzaban hasta 40 m, y la aparición en el mercado de un explosivo a granel barato y de gran eficiencia energética como el ANFO, fueron acontecimientos que impulsaron a los fabricantes de perforadoras a diseñar equipos de gran capacidad,

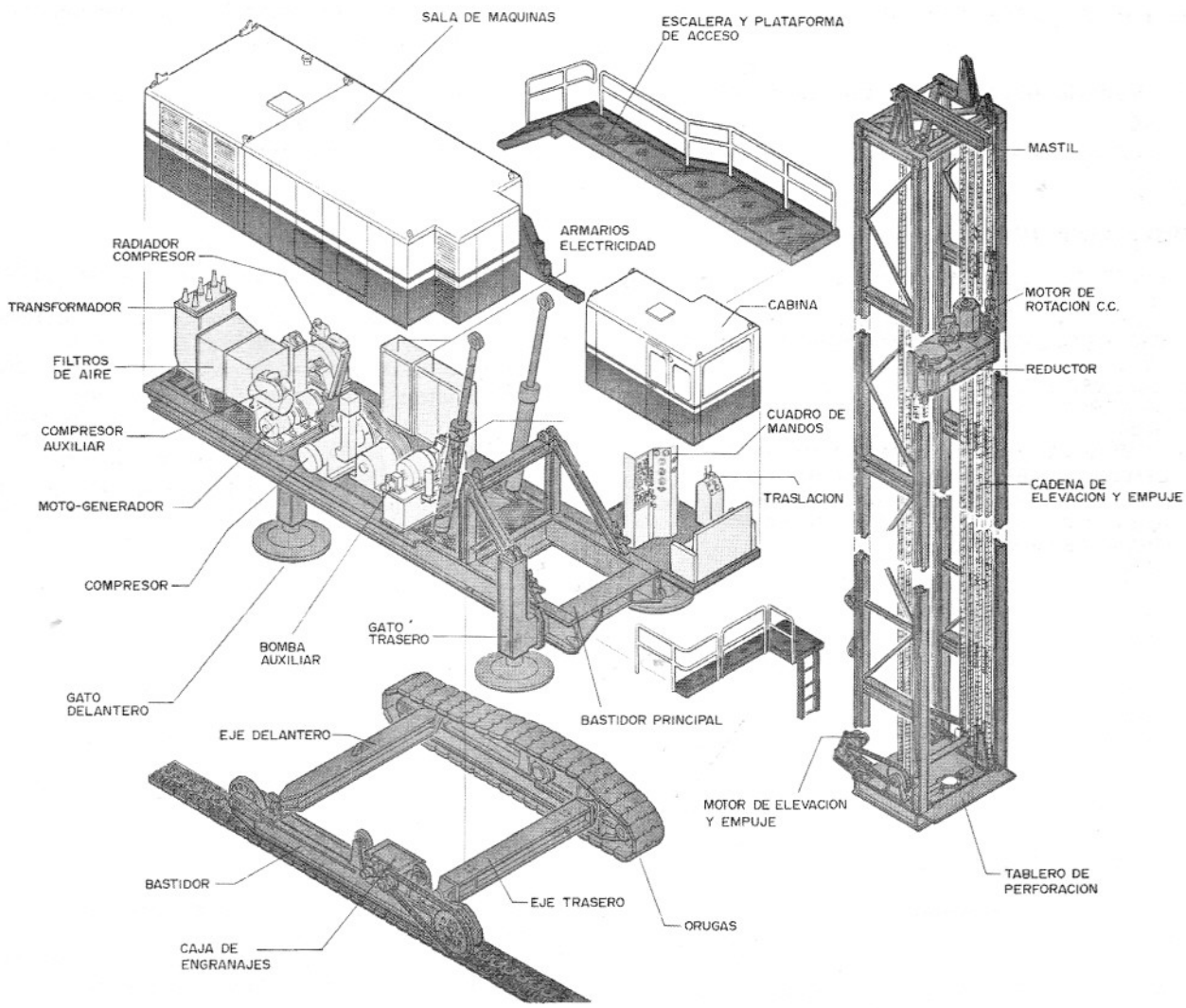


Figura 4.1. *Componentes principales de una perforadora rotativa de accionamiento eléctrico (Marion).*

capaces de alcanzar elevadas velocidades de penetración.

Simultáneamente, se comenzaron a utilizar de forma generalizada en la minería las bocas denominadas triconos, desarrolladas en el campo del petróleo desde 1907, y a aplicar el aire comprimido como fluido de evacuación de los detritus formados durante la perforación.

Los diámetros de los barrenos varían entre las 2" y las 17 1/2" (50 a 444 mm), siendo el rango de aplicación más frecuente en minería a cielo abierto de 6" a 12 1/4" (152 a 311 mm). Diámetros mayores están limitados a minas con una elevada producción, y por debajo de 6" casi no se emplean debido a los problemas de duración de los triconos a causa del reducido tamaño de los cojinetes.

Este método de perforación es muy versátil, ya que abarca una amplia gama de rocas, desde las muy blandas, donde comenzó su aplicación, hasta las muy duras, donde han desplazado a otros sistemas, como es el caso de la perforación térmica (Jet Piercing) en las taconitas.

Dado que la perforación rotativa con triconos es la más extendida, este capítulo está enfocado hacia los grandes equipos capaces de ejercer elevados empujes sobre la boca, ya que las unidades que trabajan con trépanos son más sencillas de diseño y de menor envergadura.

Las perforadoras rotativas están constituidas esencialmente por una fuente de energía, una batería de barras o tubos, individuales o conectadas en serie, que transmiten el peso, la rotación y el aire de barrido a una boca con dientes de acero o insertos de carburo de tungsteno que actúa sobre la roca. Fig. 4.1.

2. MONTAJE Y SISTEMAS DE PROPULSION

Hay dos sistemas de montaje para las perforadoras rotativas: sobre orugas o sobre neumáticos. Los factores que influyen en la elección de un tipo u otro son las condiciones del terreno y el grado de movilidad requerido.

Si la superficie de trabajo presenta fuertes pendientes, desniveles o baja capacidad portante, el montaje sobre orugas es el más indicado, ya que proporciona la máxima estabilidad, maniobrabilidad y flotabilidad.

Un eje rígido situado en la parte trasera de la máquina y un eje pivotante permite al equipo oscilar y mantener las orugas en contacto con el terreno constantemente. Fig. 4.2.

La mayoría de las grandes perforadoras van montadas sobre orugas planas, ya que éstas pueden soportar mayores cargas y transmitir menor presión al suelo en el desplazamiento.

Las perforadoras montadas con orugas de teja, tipo tractor, son útiles en terrenos difíciles y accidentados como los que se pueden presentar en las obras públicas.

El principal inconveniente del montaje sobre orugas es su baja velocidad de traslación, 2 a 3 km/h, por lo que si la máquina debe perforar en varios bancos de la

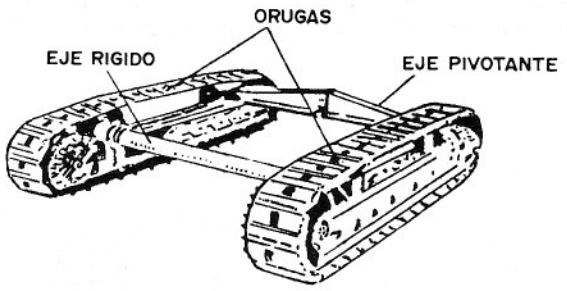


Figura 4.2. *Diseño del tren de orugas.*

explotación distantes entre sí, es más aconsejable seleccionar un equipo montado sobre camión cuya velocidad media de desplazamiento es diez veces superior. Sin embargo, en las grandes operaciones los equipos se desplazan poco, ya que perforan un gran número de barrenos en reducido espacio.

Las máquinas más ligeras suelen ir montadas sobre camión, con chasis de 2 ó 3 ejes y sólo las de mayor envergadura con más de 60.000 libras de empuje se construyen sobre chasis de 4 ejes. Durante la perforación, estas unidades se apoyan sobre 3 ó 4 gatos hidráulicos que además de soportar el peso sirven para nivelar la máquina.

3. FUENTES DE ENERGIA

Las fuentes primarias de energía pueden ser: motores diesel o eléctricos.

En perforadoras con un diámetro de perforación por encima de 9" (230 mm) está generalizado el empleo de energía eléctrica a media tensión, alimentando la perforadora con corriente alterna mediante cable de cuatro conductores con recubrimiento de goma.

Las perforadoras medianas y pequeñas, que suelen estar montadas sobre camión, pueden ser accionadas por uno o dos motores diesel.

Un reparto medio de la potencia instalada en estas unidades para las diferentes operaciones y mecanismos es la siguiente:

— Movimiento de elevación y traslación: 18%
— Rotación: 18%
— Empuje: 3%
— Nivelación: 2%
— Captación de polvo: 3%
— Barrido y limpieza de los detritus con aire comprimido: 53%
— Equipos auxiliares: 3%

En caso de accionamiento diesel, éste puede efectuarse con el mismo motor que acciona el camión, Fig. 4.3, o con un motor independiente. En la actualidad, suele ser más usual y eficiente la segunda configuración, dadas las diferentes características de los motores que se necesitan.

También existen perforadoras diesel-eléctricas diseñadas para minas de gran producción sin infraestructura de energía eléctrica.

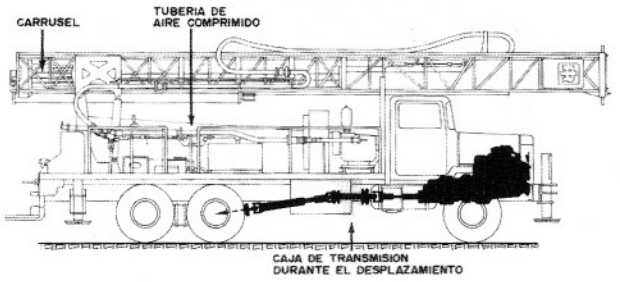


Figura 4.3. *Esquema de accionamiento de una perforadora diesel con un motor único.*

Los equipos eléctricos tienen unos costes de mantenimiento de un 10 a un 15% más bajos que los de accionamiento diesel. Éstos últimos, son elegidos cuando alrededor de las explotaciones no se dispone de adecuada infraestructura de suministro eléctrico o cuando la máquina va montada sobre camión.

4. SISTEMAS DE ROTACION

Con el fin de hacer girar las barras y transmitir el par, las perforadoras llevan un sistema de rotación montado generalmente sobre un bastidor que se desliza a lo largo del mástil de la perforadora.

El sistema de rotación Directo puede estar constituido por un motor eléctrico o hidráulico. El primero, es el más utilizado en las máquinas grandes, pues aprovecha la gran facilidad de regulación de los motores de corriente continua, en un intervalo de 0 a 100 r/min. En los diseños más antiguos se empleaba el sistema Ward Leonard y en los más modernos se usan thyristores o rectificado en estado sólido.

El sistema hidráulico consiste en un circuito cerrado con una bomba de presión constante y un convertidor de par con el que se logra variar la velocidad de rotación del motor hidráulico, situado en la cabeza de la sarta de perforación. Este tipo está muy extendido en los equipos pequeños y medianos.

Los sistemas mecánicos o indirectos son el de la Mesa de Rotación, muy popular en el campo del petróleo pero poco utilizado en las máquinas mineras, y el denominado de Falsa Barra Kelly, cuyos esquemas de funcionamiento se representan en la Fig. 4.4.

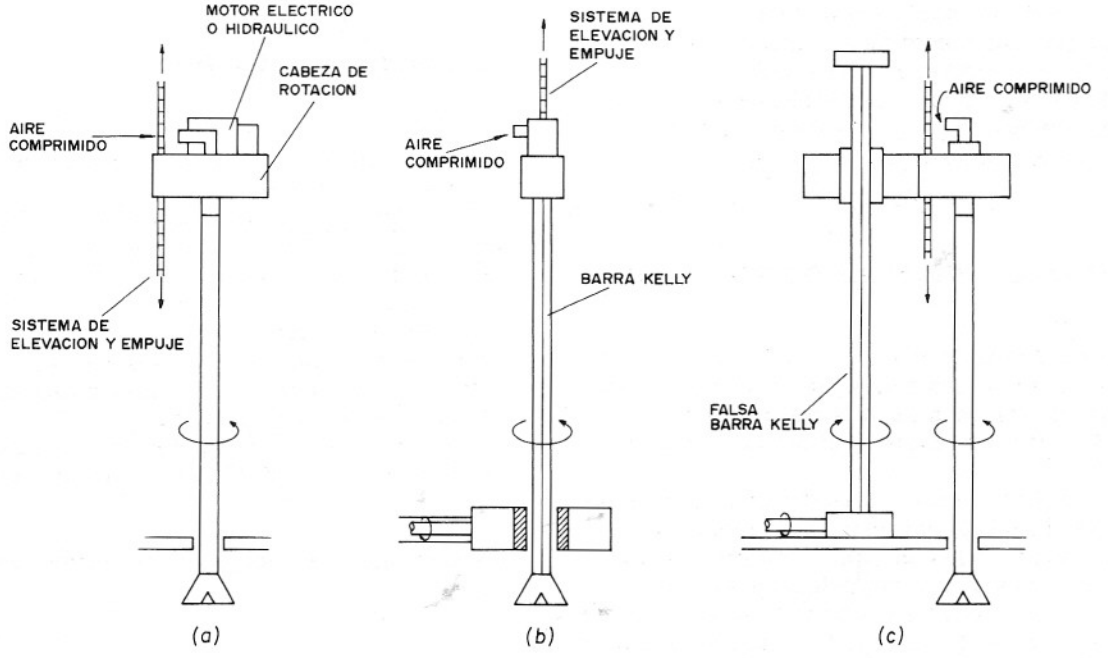


Figura 4.4. *Sistemas de rotación: (a) Directo, (b) Mesa de Rotación y (c) Falsa Barra Kelly.*

5. SISTEMAS DE EMPUJE Y ELEVACION

Para obtener una buena velocidad de penetración en la roca es preciso un determinado empuje que depende tanto de la resistencia de la roca como del diámetro del barreno que se pretende perforar. Como el peso de las barras no es suficiente para obtener la carga precisa, se hace necesario aplicar fuerzas adicionales que suelen transmitirse casi exclusivamente a través de energía hidráulica.

Existen básicamente cuatro sistemas. Los tres primeros que se representan en la Fig. 4.5 son los conocidos por a) Cremallera y Piñón Directo, b) Cadena Directa y c) Cremallera y Piñón con Cadena.

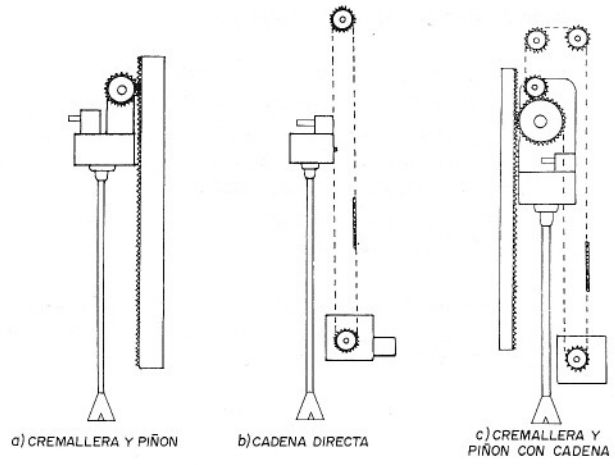


Figura 4.5. *Sistemas de elevación y empuje.*

El cuarto sistema Fig. 4.6, está constituido por uno o dos cilindros accionados hidráulicamente. Tiene las siguientes ventajas: poco peso, absorbe impactos, indica el nivel de desgaste o fatiga y es fácil de reemplazar o ajustar.

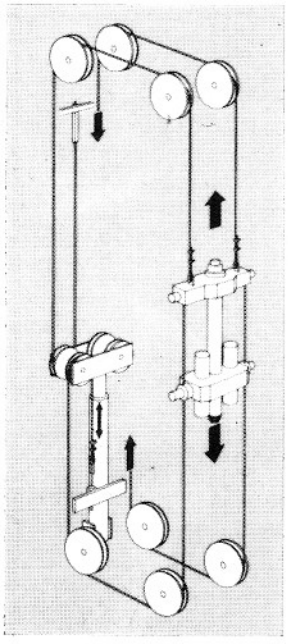


Figura 4.6. *Sistema de empuje por Cilindro Hidráulico (Ingersoll-Rand).*

Estos mecanismos de empuje permiten, además de suministrar un esfuerzo de empuje perfectamente controlado, izar las barras que constituyen la sarta de perforación.

El peso de todo el conjunto de la máquina actúa como reacción contra el empuje aplicado a la boca, de donde se deduce que el peso de la perforadora debe ser superior y normalmente el doble de la carga máxima que se pretende conseguir.

Las velocidades de elevación de la sarta suelen ser de 18 a 21 metros por minuto, no recomendándose valores superiores por problemas de vibraciones.

6. MASTIL Y CAMBIADOR DE BARRAS

La estructura del mástil, que soporta las barras y la cabeza de rotación, debe estar diseñada para resistir las flexiones debidas al peso, el esfuerzo de empuje y las tensiones originadas por el par de rotación. Los diseños más frecuentes han sido de tipo reticular, de sección normal o tubular. Los equipos modernos disponen de una estructura de vigas cajón que permiten el empleo de mayores longitudes de mástil y la aplicación de altos pares de rotación.

Los mástiles suelen ser abatibles mediante cilindros hidráulicos o tubos telescópicos, ya que para efectuar los traslados importantes es preciso bajar el centro de gravedad de la máquina. Los tiempos de elevación del mástil oscilan entre 2 y 5 minutos.

La perforación inclinada, suele ser perjudicial por los esfuerzos de fatiga a los que se somete al mástil y a las barras, además de la disminución en la capacidad de empuje y dificultad en la evacuación de los detritus, traduciéndose todo ello en un descenso de la producción, que en el caso de rocas duras puede llegar hasta el 20%. La inclinación se puede regular entre los 0° y 30°, con intervalos de 5° generalmente.

Aun cuando es recomendable que se seleccione una máquina que permita perforar los barrenos con una sola barra, hay que prever la necesidad de abrir barrenos de mayor longitud, lo cual obliga a que el mástil lleve un sistema portabarras, así como un mecanismo de accionamiento de las mismas para su colocación o desacoplamiento.

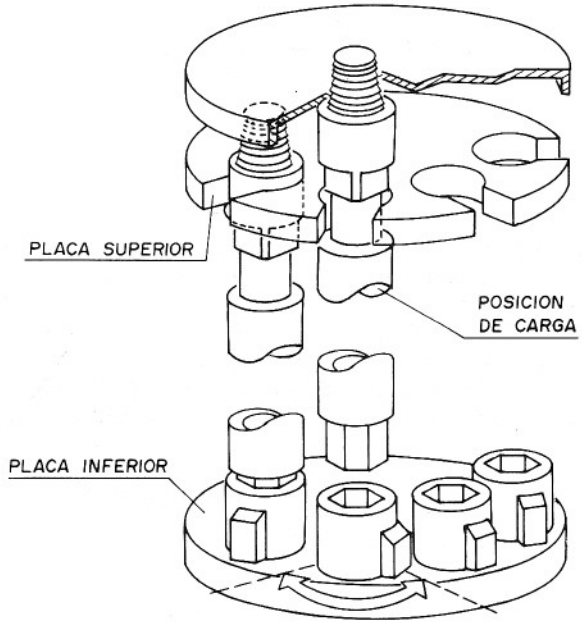


Figura 4.7. *Cambiador de barras de tipo revólver.*

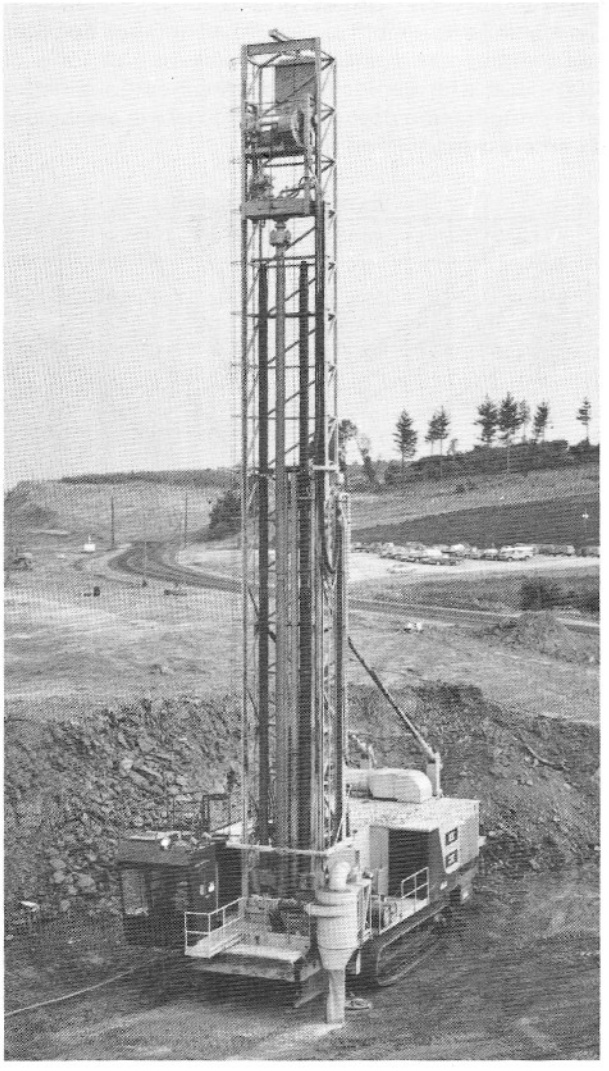


Foto 4.1. *Perforadora rotativa sobre orugas 49 R (Cortesía de Bucyrus-Erie).*

Los equipos disponen de sistemas del tipo bandeja, de una a tres barras normalmente, o del tipo revólver que con más de cuatro barras tienen una capacidad de perforación de 50-60 metros. El accionamiento es hidráulico en ambos sistemas. Fig. 4.7.

Los tiempos invertidos en los cambios de barras oscilan entre los 2 y los 6 minutos por cada una de ellas.

7. CABINA DE MANDO

La cabina de mando, presurizada y climatizada, contiene todos los controles e instrumentos requeridos en las maniobras de la unidad durante la perforación.

Estos suelen ser los siguientes:

— Control del motor principal y caja de cambios.
— Control de elevación y descenso de la torre.
— Control de los gatos de nivelación.
— Control de velocidad de rotación.
— Control de empuje sobre el tricono.
— Control de inyección de agua.
— Control del carrusel, etc.

Normalmente, está ubicada cerca del mástil, permitiendo observar todos los movimientos realizados con las barras durante el trabajo.

8. SISTEMA DE EVACUACION DE LOS DETRITUS

El aire comprimido cumple las siguientes funciones:

— Enfriar y lubricar los cojinetes del tricono.
— Limpiar el fondo del barreno y
— Elevar el detrito con una velocidad ascensional adecuada.

El aire circula por un tubo desde el compresor al mástil y desde éste, por manguera flexible protegida, a la cabeza de rotación, de donde pasa al interior de la barra de perforación que lo conduce hasta la boca, saliendo entre los conos para producir la remoción de los detritus elevándolos hasta la superficie. Si los trozos son grandes y el caudal de aire insuficiente vuelven a caer en el fondo, produciéndose su remolienda hasta alcanzar el tamaño adecuado para ascender. La falta de aire produce así un consumo de energía innecesario, una menor velocidad de penetración y un mayor desgaste de la boca. Por el contrario, si la velocidad ascensional es muy alta aumentan los desgastes en el centralizador y en las barras de perforación.

Si se conoce la densidad de la roca y el diámetro de las partículas, pueden aplicarse dos fórmulas para calcular la velocidad ascensional mínima:

$$V_a = 573 \times \frac{\rho_r}{\rho_r + 1} \times d_p^{0,6}$$

y

$$V_a = 250 \times \rho_r^{1/2} \times d_p^{1/2}$$

donde:

V_a = Velocidad ascensional mínima (m/min),
ρ_r = Densidad de la roca (g/cm^3).
d_p = Diámetro de la partícula (mm).

El caudal de aire necesario se calcula mediante la expresión:

$$Q_a = A_b \times V_a = V_a \times \frac{(D^2 - d^2)}{1,27}$$

donde:

A_b = Area de la corona circular entre la barra y la pared del barreno (m^2).
Q_a = Caudal del aire necesario (m^3/min).
V_a = Velocidad ascensional (m/min).
D = Diámetro del barreno (m).
d = Diámetro de la barra (m).

Otra fórmula para la determinación aproximada del caudal es:

$$Q_a = 224 \times D^{3/2}$$

donde:

Q_a = Caudal de aire (m^3/min).

D = Diámetro del barreno (m).

Las velocidades ascensionales recomendadas, en función del tipo de roca, son las siguientes:

TABLA 4.1

TIPO DE ROCA	VELOCIDAD MINIMA		VELOCIDAD MAXIMA	
	(m/min)	(pies/ min)	(m/min)	(pies/ min)
Blanda	1.200	4.000	1.800	6.000
Media	1.500	5.000	2.100	7.000
Dura	1.800	6.000	2.400	8.000

Así pues, el diámetro de las barras aconsejado, según el tipo de roca que se perfore, debe ser en formaciones blandas 3" (75 mm) menor que el diámetro del tricono, en formaciones medias 2" (50 mm) y en formaciones duras 1 1/2" (38 mm), ya que a medida que aumenta la resistencia de la roca los detritus son más pequeños.

Con el ábaco de la Fig. 4.8 puede determinarse con mayor exactitud el diámetro de las barras comerciales, conocidos el caudal de aire, la velocidad ascensional y el diámetro del barreno.

Cuando la resistencia a compresión de la roca sea menor de 100 MPa, la alta velocidad de penetración conseguida hace que los detritus no salgan del barreno si no se dispone de una corona circular suficiente, debiendo cumplirse:

$$\frac{\text{Area del barreno}}{\text{Area de la corona circular}} = 2$$

lo que equivale a:

$$\frac{\text{Diámetro de barra}}{\text{Diámetro del barreno}} = 0{,}7$$

Normalmente, en las perforadoras rotativas se emplean compresores de baja presión, 50 p.s.i. (350 kPa). Sin embargo, aumenta el número de equipos que utilizan compresores de media y alta presión, 100-150 p.s.i. (700 - 1050 kPa), debido fundamentalmente a la mejora en la refrigeración de los rodamientos y a la posibilidad de emplear martillo en fondo.

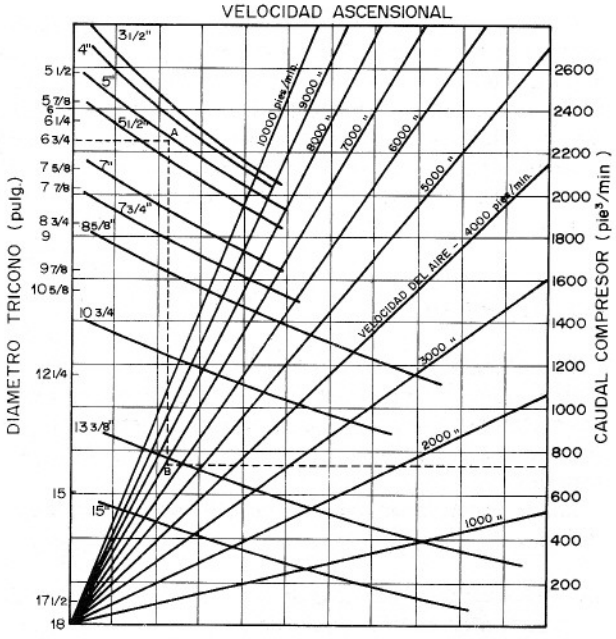


Figura 4.8. *Dimensionamiento de las barras.*

9. SARTA DE PERFORACION

La sarta de perforación Fig. 4.9 está formada por el acoplamiento de rotación, las barras, el estabilizador y el tricono.

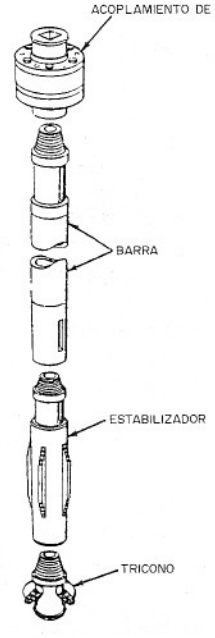


Figura 4.9. *Sarta de perforación.*

9.1. Acoplamiento de rotación

Este elemento transmite el par de rotación desde la cabeza hasta la sarta que se encuentra debajo.

9.2. Barra

La longitud de las barras depende de la longitud del barreno. Sirven para transmitir el empuje sobre la boca y para canalizar por su interior el aire comprimido necesario para la limpieza del barreno y enfriamiento de los cojinetes. Suelen estar construidas de acero con un espesor de 1" (25 mm) y en ocasiones de hasta 1 1/2" (38 mm). Las roscas más usadas en los acoplamientos son del tipo API, BECO, etc.

9.3. Estabilizador

Va colocado encima de la boca de perforación, Fig. 4.10, y tiene la misión de hacer que el tricono gire correctamente según el eje del barreno e impida que se produzca una oscilación y pandeo del varillaje de perforación.

Las ventajas derivadas de su utilización son las siguientes:

— Menores desviaciones de los barrenos, sobre todo cuando se perfora inclinado.

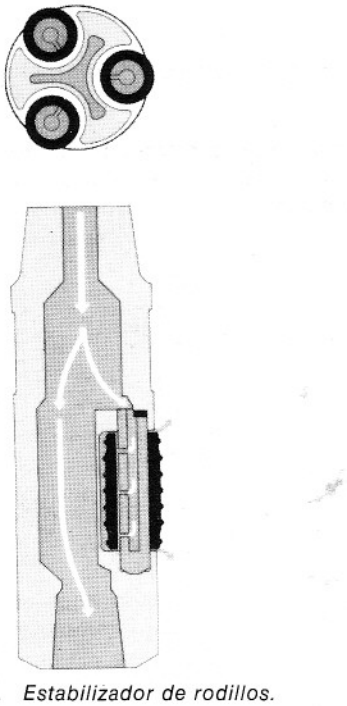


Figura 4.10. *Estabilizador de rodillos.*

— Mayor duración del tricono y aumento de la velocidad de penetración, debido a un mejor aprovechamiento del empuje.

— Menor desgaste de los faldones, de la hilera periférica de insertos y de los cojinetes.

— Mayor estabilidad de las paredes del barreno, debido a que las barras de perforación no sufren pandeo.

— Mejora de la carga de explosivo.

El estabilizador debe tener un diámetro próximo al del barreno, normalmente 1/8" (3 mm) más pequeño que el tricono.

Existen dos tipos de estabilizadores, de aletas y de rodillos.

Los estabilizadores de aletas son de menor coste, pero requieren un recrecido de material antidesgaste, originan una disminución del par de rotación disponible y una mala estabilización en terrenos muy duros después de perforar los primeros barrenos.

Los estabilizadores de rodillos con insertos de carburo de tungsteno requieren un menor par de rotación, tienen un mayor coste y son más eficientes que los de aletas.

9.4. Perforación en una pasada (Single Pass)

La utilización de mástiles altos de hasta 27 m, que permiten la perforación de cada barreno en una sola pasada sin maniobras de prolongación de la sarta, tiene las siguientes ventajas:

— Se elimina la colocación de barras, que supone unos tiempos muertos de 2 a 6 minutos por cada una.

— Se reducen los daños a las roscas.

— Aumenta la producción del orden de un 10 a un 15%.

— Facilita la limpieza del barreno.

— Permite un flujo continuo de aire a través de la boca, lo que es especialmente interesante en barrenos con agua.

— Disminuyen las pérdidas en la transmisión de esfuerzos de empuje y rotación al no disponer de elementos de unión entre las barras.

Los inconvenientes del varillaje de pasada simple son:

— Los mástiles más altos producen mayor inestabilidad, especialmente con cabeza de rotación.

— Se requiere un mejor anclaje trasero del mástil.

— Se precisan mayores cuidados cuando se traslada la perforadora.

— La cadena de transmisión del empuje requiere un mejor diseño.

9.5. Amortiguador de impactos y vibraciones

Desde 1967, se han desarrollado una serie de sistemas de absorción de impactos y vibraciones que han permitido obtener las siguientes ventajas:

— Reducir el coste de mantenimiento de la perfora-

dora, al disminuir los impactos axiales y de tensión transmitidos al mástil.

— Aumentar la velocidad de penetración, pues se consigue un mejor contacto entre el tricono y la roca, posibilitando el uso del binomio empuje/velocidad de rotación más adecuado a la formación rocosa.

— Aumentar la vida del tricono, debido a la amortiguación de los impactos cíclicos transmitidos a los cojinetes, rodamientos y a la estructura de corte.

— Disminuir el nivel de ruido en la cabina del operador, por la eliminación de contacto directo del metal entre la cabeza de rotación y la barra.

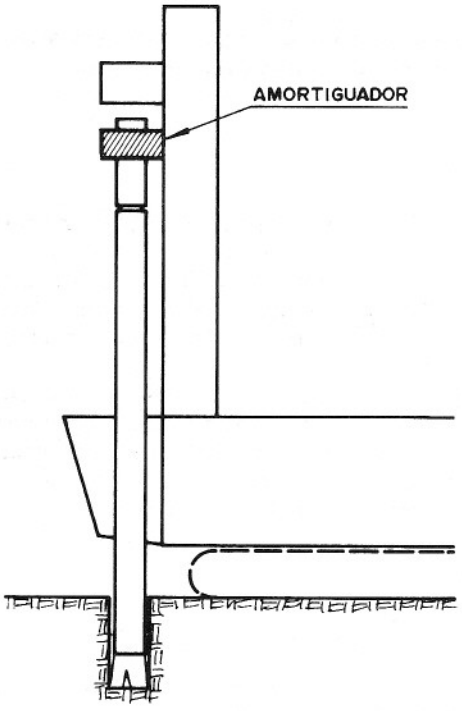


Figura 4.11. *Posición de un amortiguador de impactos.*

La utilización de estos elementos es muy adecuada en los siguientes casos: terrenos fracturados, alternancia de capas duras y blandas y formaciones duras.

Los tipos de amortiguadores de impactos utilizados son:

— Amortiguador horizontal.

— Amortiguador vertical.

— Amortiguador de nitrógeno.

A. Amortiguador horizontal

Funciona como una unidad flexible y comprimible, que reduce la vibración vertical y transversal. Los ensayos de campo han mostrado un aumento de la velocidad de penetración del 5% en rocas blandas y del 20% en rocas duras, con un aumento de la vida del tricono del 25%. Una característica de este sistema es que sólo tiene dos elementos de desgaste.

B. Amortiguador vertical

Este tipo ensambla 18 segmentos elásticos montados verticalmente, que producen un amortiguamiento similar al tipo horizontal, Fig. 4.12.

C. Amortiguadores de nitrógeno

Este sistema utiliza nitrógeno a presión. Sus mayores inconvenientes son el alto coste de adquisición y mantenimiento.

9.6. Ensanchadores de barrenos

Esta es una práctica interesante ya que posibilita el empleo de columnas de explosivo asimilables a cargas

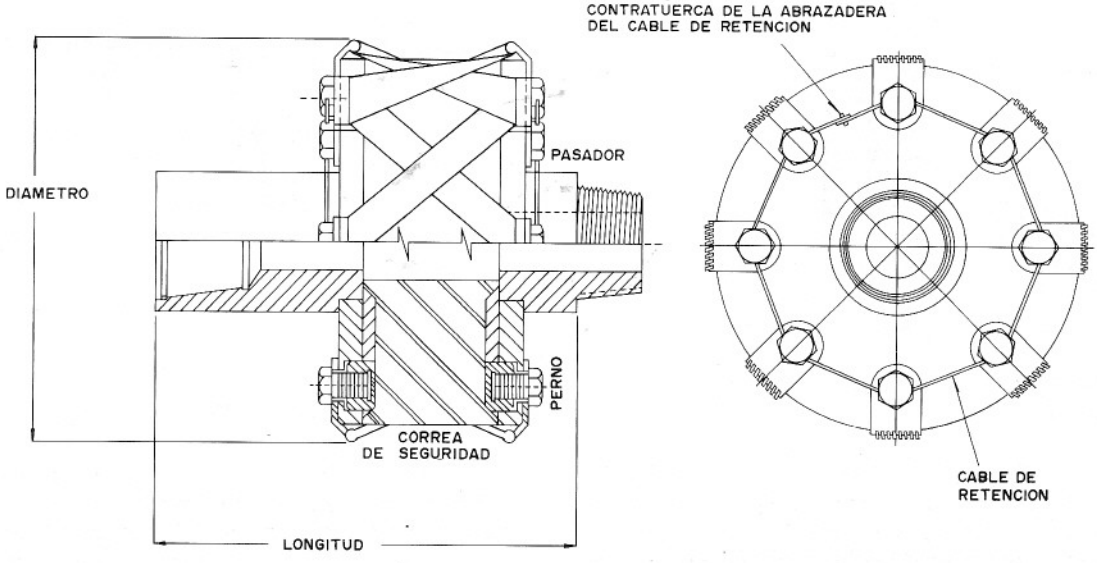


Figura 4.12. *Amortiguador vertical (B. J. Hughes Inc.).*

esféricas. Las ventajas del sistema de recámaras, frente al convencional de barrenos uniformes, pueden resumirse en:

— Menor volumen de roca perforada.
— Mayor rendimiento de perforación.
— Menores tiempos de maniobras.
— Menor volumen de retacado, y
— Perfil de escombro más apto para excavadora.

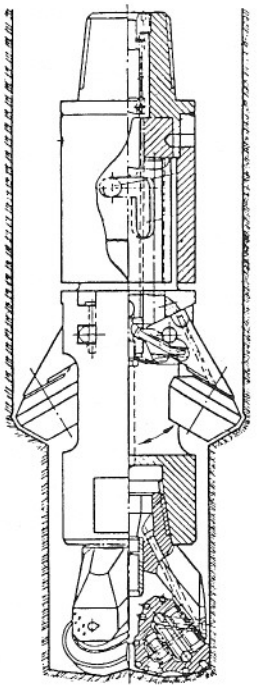


Figura 4.13. *Sistema de ensanche de barrenos.*

10. ELEMENTOS AUXILIARES

10.1. Eliminación del polvo

Durante la perforación se crea una gran cantidad de polvo que si no es eliminado, además de afectar a la salud del personal, puede crear problemas de mantenimiento en la perforadora. La supresión del polvo puede hacerse por dos procedimientos :

— Sistema húmedo.
— Sistema seco.

El sistema húmedo consiste en añadir una pequeña cantidad de agua con o sin espumante al aire de barrido. El polvo formado en el fondo del barreno es apelmazado y sale al exterior junto con los detritus de perforación.

Este sistema tiene la ventaja de su gran simplicidad, pero presenta algunos inconvenientes:

— Reduce la vida del tricono entre un 15 y un 20%.
— Si se abusa del caudal de agua se forma una papilla espesa y abrasiva de difícil eliminación que causa un gran desgaste en la sarta de perforación.
— En climas fríos origina problemas operativos.

El sistema seco consiste en un colector de polvo formado por un conjunto de ciclones y filtros, tiene la ventaja de su gran eficiencia y de no afectar a la vida de los triconos. Cuando se encuentra agua durante la perforación es poco efectivo y requiere un mayor mantenimiento.

La cabina y la sala de máquinas suelen estar presurizadas para evitar la entrada de polvo.

10.2. Nivelación

Cuando la máquina está en situación de perforar se apoya sobre los gatos de nivelación que se encuentran anclados al bastidor, y cuya altura se regula desde la cabina. Cada perforadora suele disponer de tres a cuatro gatos y en esa operación se invierte alrededor de 1 minuto.

El empleo de un gato hidráulico en cada esquina de la máquina es la configuración que proporciona la mejor distribución de cargas, reduciendo los esfuerzos de torsión al conjunto, las vibraciones al mástil y las averías en general. Fig. 4.14.

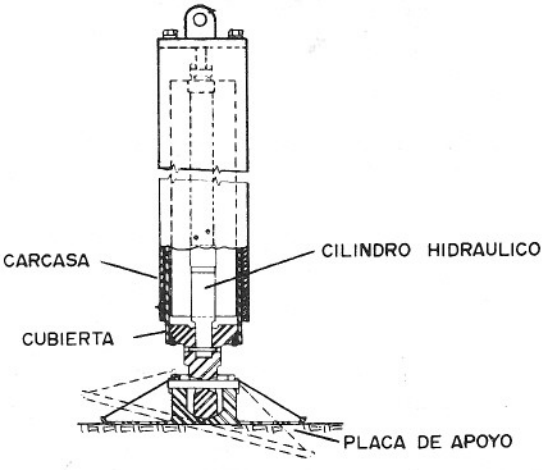


Figura 4.14. *Gato hidráulico.*

10.3. Estabilidad

Para obtener una alta productividad, las perforadoras deben ser capaces de desplazarse con el mástil y sarta de perforación en posición vertical. Por esto, los equipos deben estar diseñados de tal forma que el centro de gravedad, aun cuando la unidad se esté des-

plazando, se encuentre lo más bajo posible y centrado con respecto al tren de rodaje. Cuando las perforadoras van montadas sobre orugas éstas pueden sobredimensionarse para aumentar la estabilidad y disponer de un contrapeso para equilibrar mejor el conjunto.

10.4. Capacidad para remontar pendientes

Los equipos sobre orugas son capaces de remontar pendientes mantenidas del 10 al 12% y alcanzar pendientes máximas del 20% durante recorridos cortos.

10.5 Inyección de aceite o grasa

La inyección de aceite al aire de barrido produce una lubricación suplementaria de los rodamientos del tricono, consiguiéndose una mayor duración del mismo.

Si el caudal es excesivo, se puede producir un taponamiento de los pasos de aire en los rodamientos y un fallo prematuro de los mismos, así como un apelmazamiento del polvo que puede impedir su fácil evacuación.

Cuando se emplean compresores de paletas se ha visto que la vida de los triconos aumenta significativamente, debido a que el aire lleva consigo una pequeña cantidad de aceite. Por esto, si los compresores que montan las perforadoras son de tornillo se recomienda inyectar aceite al aire de barrido.

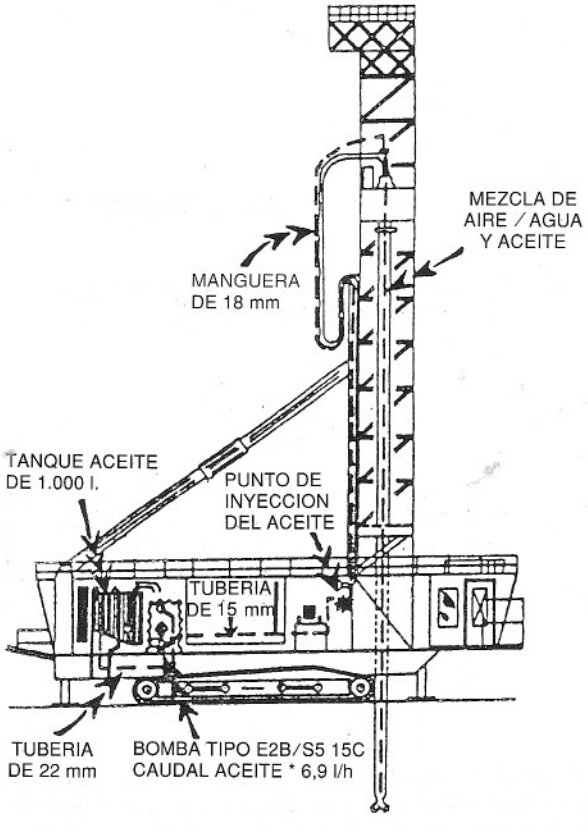


Fig. 4.15. *Sistema de inyección de aceite en una perforadora rotativa.*

11. PRACTICA OPERATIVA. VARIABLES DE PERFORACION

Las variables internas que intervienen en la perforación rotativa son:

— Empuje sobre la boca.
— Velocidad de rotación.
— Desgaste de la boca.
— Diámetro del barreno, y
— Caudal de aire para la evacuación del detrito.

Las variables externas son las siguientes:

— Características resistentes de la formación rocosa, y
— Eficiencia del operador.

11.1. Empuje sobre la boca

El empuje aplicado sobre la boca debe ser suficiente para sobrepasar la resistencia a compresión de la roca, pero no debe ser excesivo para evitar fallos prematuros o anormales del tricono.

La velocidad de penetración aumenta proporcionalmente con el empuje, hasta que se llega a un agarrotamiento del tricono contra la roca por efecto del enterramiento de los dientes o insertos, Fig. 4.16, o hasta que por la alta velocidad de penetración y el gran volumen de detritus que se produce no se limpia adecuadamente el barreno.

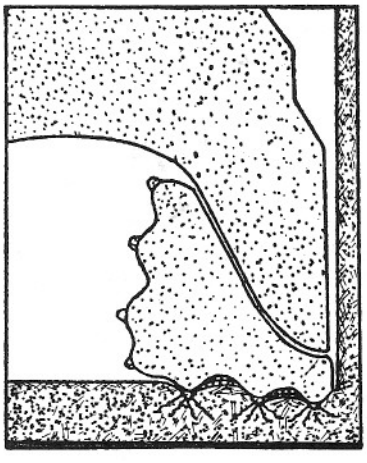


Figura 4.16. *Rotura de la roca. Empuje excesivo.*

En formaciones duras, un empuje elevado sobre la boca puede producir roturas en los insertos antes de presentarse un agarrotamiento o un defecto de limpieza. También, disminuye la vida de los cojinetes, pero no necesariamente la longitud perforada por el tricono.

Cuando se perfora una roca, los triconos pueden trabajar en tres situaciones distintas. Fig.4.17

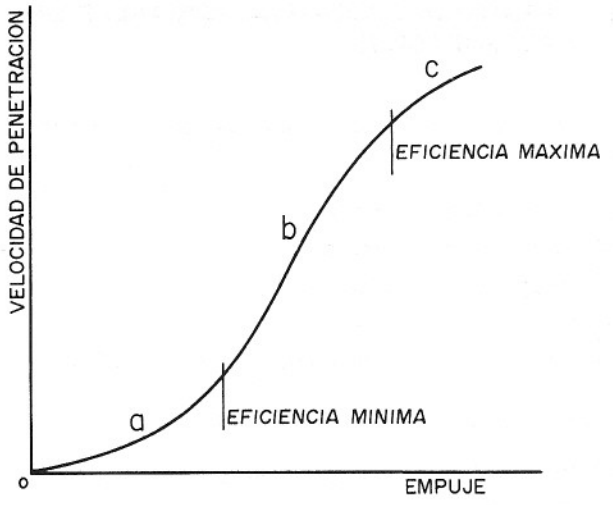


Figura 4.17. *Efecto del empuje sobre la velocidad de penetración.*

a) Empuje insuficiente
b) Avance eficiente y
c) Enterramiento del útil.

El «*empuje mínimo*», por debajo del cual una roca no es perforada, puede estimarse con la siguiente ecuación:

$$E_m = 28{,}5 \times RC \times D$$

donde:

E_m = Empuje mínimo (libras).
RC = Resistencia a compresión de la roca (MPa).
D = Diámetro del tricono (pulg).

El «*empuje máximo*», por encima del que se produce el enterramiento del tricono, se considera que vale el doble del valor anterior.

$$E_M = 2 \times E_m$$

El «*empuje límite*» que soporta un tricono es función del tamaño de sus cojinetes, que, a su vez, depende del diámetro del tricono:

$$E_L = 810 \times D^2$$

donde:

E_L = Empuje límite del tricono (libras).
D = Diámetro (pulg).

En la Tabla 4.2 se dan los valores límites para triconos de diferentes diámetros.

TABLA 4.2

DIAMETRO DEL TRICONO (pulg)	EMPUJE LIMITE (libras)
$5^{1/8}$	21.000
$6^{1/4}$	31.000
$6^{3/4}$	37.000
$7^{7/8}$	50.000
9	65.000
$9^{7/8}$	79.000
$12^{1/4}$	121.000

11.2. Velocidad de rotación

La velocidad de penetración aumenta con la velocidad de rotación en una proporción algo menor que la unidad, hasta un límite impuesto por la evacuación de los detritus. Fig. 4.18.

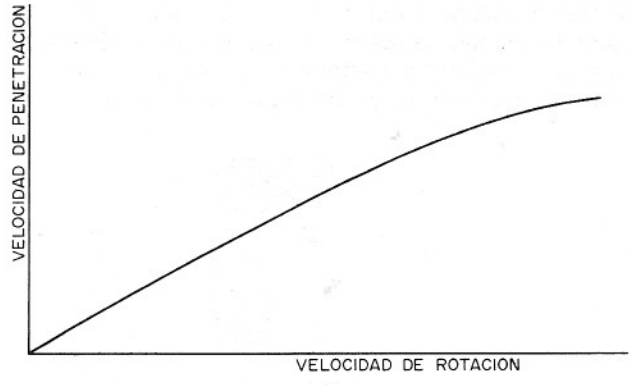


Figura 4.18. *Efecto de la velocidad de rotación sobre la velocidad de penetración.*

TABLA 4.3

TIPO DE ROCA	VELOCIDAD DE ROTACION (r/min)
Blanda	75 - 160
Media	60 - 80
Dura	35 - 70

Las velocidades de rotación varían desde 60 a 120 r/min para los triconos con dientes de acero y 50 a 80 r/min para los de insertos de carburo de tungsteno.

En la Tabla 4.3 se indican las velocidades de rotación adecuadas para diferentes tipos de roca.

El límite de la velocidad de rotación está fijada por el desgaste de los cojinetes, que a su vez depende del empuje, de la limpieza del barreno y de la temperatura; y por la rotura de los insertos que es provocada por el impacto del tricono contra la roca, siendo la intensidad de éste proporcional al cuadrado de la velocidad de rotación.

11.3. Desgaste de la boca

Cuando se utilizan triconos de dientes, la velocidad de penetración disminuye considerablemente conforme aumenta el desgaste de la boca.

La Fig. 4.19, muestra cómo para un tricono a mitad de uso, la velocidad de penetración puede reducirse de un 50 a un 75% con respecto a la obtenida con un tricono nuevo.

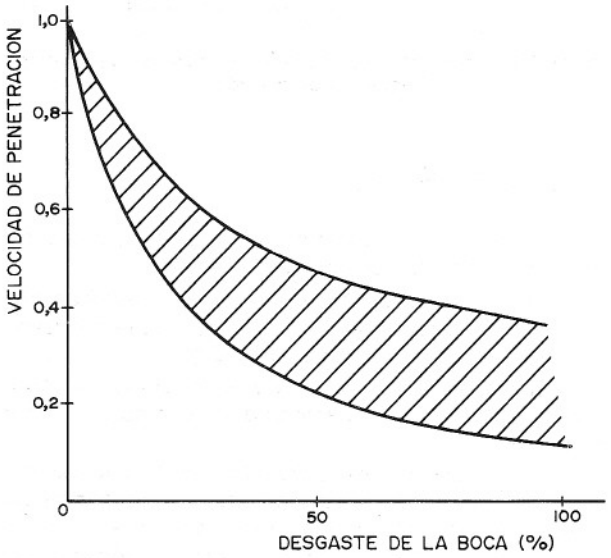


Figura 4.19. *Efecto del desgaste de la boca sobre la velocidad de penetración.*

11.4. Diámetro de perforación

La Fig. 4.20 refleja cómo la velocidad de penetración obtenida con empuje y velocidad de rotación constantes es proporcional al inverso del diámetro de perforación al cuadrado.

11.5. Caudal de aire

Cuando la perforación se efectúa con menos aire que el necesario para limpiar con efectividad el barreno, se producen los siguientes efectos negativos:

— Disminución de la velocidad de penetración.
— Aumento del empuje necesario para perforar.
— Incremento de las averías de la perforadora, debido al mayor par necesario para hacer girar el tricono.
— Aumento del desgaste en el estabilizador, en la barra y en el tricono.

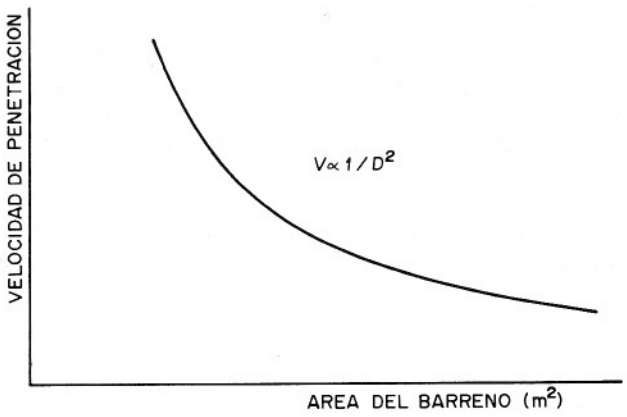


Figura 4.20. *Variación de la velocidad de penetración con el diámetro.*

11.6. Criterios de selección de perforadoras

Una vez determinado el diámetro de perforación a utilizar, que depende de:

— Producción requerida.
— Tamaño y número de equipos de carga y transporte.
— Altura de banco.
— Limitaciones ambientales del entorno y
— Costes de operación.

Y teniendo en cuenta las propiedades geomecánicas de la roca a perforar, se determinarán:

— Las características de la perforadora.
— El tipo de tricono.
— El varillaje y los accesorios.

El diseño adecuado de una perforadora requiere la consideración de la potencia de rotación necesaria para hacer girar el tricono y el medio adecuado de evacuación de los detritus.

A. Potencia de rotación

La potencia de rotación requerida es igual al producto del par necesario para hacer girar el tricono por la velocidad de rotación.

$$HP_r = \frac{N_r \times T_r}{5.250}$$

donde:

HP_r = Potencia de rotación (HP).
N_r = Velocidad de rotación (r/min)
T_r = Par de rotación (lb-pies).

El par de rotación aumenta con el empuje sobre el tricono y la profundidad del barreno. Normalmente, las perforadoras se diseñan con una capacidad de par comprendida entre 10 y 20 libras/pie por libra de empuje.

Cuando no se conoce el par necesario, la potencia de rotación se puede calcular a partir de la siguiente expresión:

$$HP_r = K \times N_r \times D^{2,5} \times E^{1,5}$$

donde:

HP_r = Potencia de rotación (HP).
N_r = Velocidad de rotación (r/min)
D = Diámetro de perforación (pulg)
E = Empuje (miles de libras por pulgada de diámetro).
K = Constante de la formación (Tabla 4.4).

TABLA 4.4

ROCA	RESISTENCIA A COMPRESION (MPa)	CONSTANTE K
Muy blanda	—	14.10^{-5}
Blanda	—	12.10^{-5}
Medio-blanda	17,5	10.10^{-5}
Media	56,0	8.10^{-5}
Dura	210,0	6.10^{-5}
Muy dura	476,0	4.10^{-5}

En la Fig. 4.21 se representa la energía de perforación por unidad de volumen en función de la resistencia a compresión de la roca.

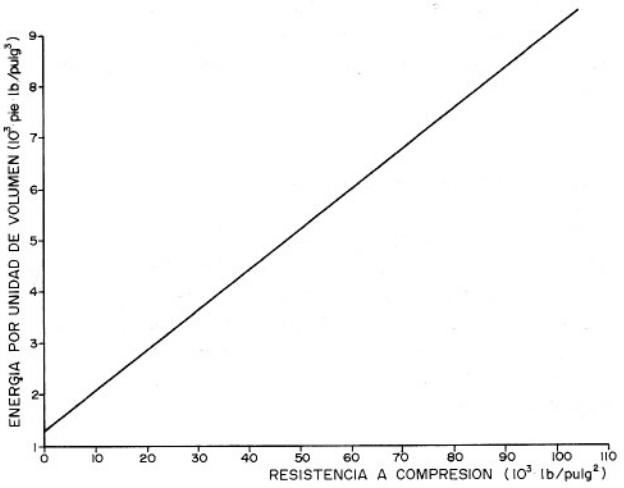


Figura 4.21. *Energía de perforación en función de la resistencia a compresión.*

B. **Empuje necesario**

La potencia necesaria para el empuje es pequeña comparada con la de rotación. Fig. 4.22.

Además, el empuje sobre el tricono, como se ha visto anteriormente, depende del diámetro y de la resistencia a compresión de la roca. Fig. 4.23.

La capacidad de empuje de la máquina se recomienda que sea un 30% mayor que el empuje máximo de trabajo.

Una vez conocido este parámetro de diseño, se tendrá definido el peso de la máquina, ya que el empuje suele ser el 50% del peso en trabajo, disponiendo de un 10 a un 15% de reserva para asegurar la estabilidad del equipo durante la operación y los desplazamientos.

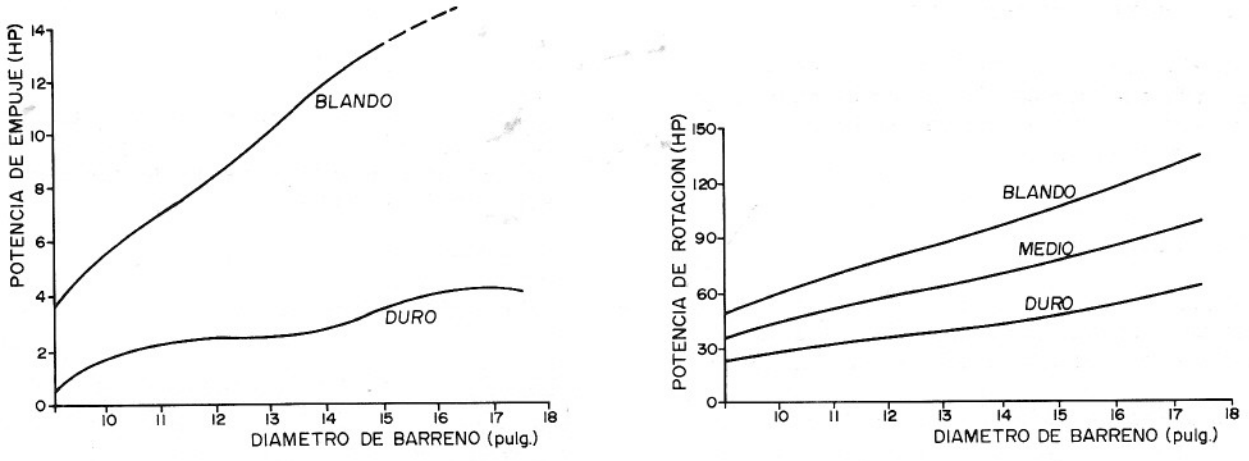


Figura 4.22. *Comparación de las potencias de rotación y empuje para diversos tipos de roca.*

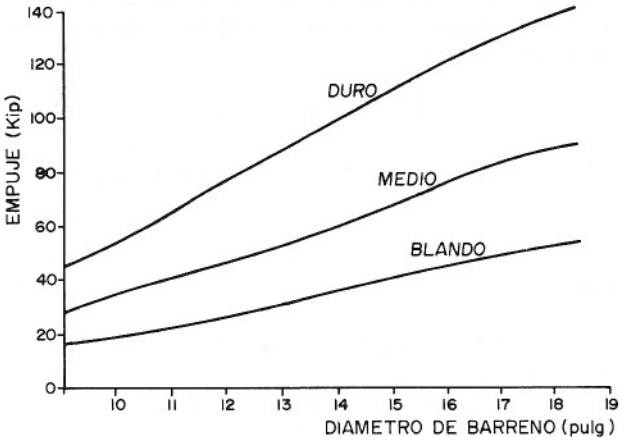


Figura 4.23. *Empuje sobre la boca en función del diámetro y del tipo de roca (1 kip = 4,448 kN).*

C. **Compresor**

Los compresores que se utilizan en la actualidad son básicamente de dos tipos: de paletas y de tornillo. El rango de capacidades va desde los 7 a los 70 m^3/min aproximadamente. Tanto el tamaño de estos equipos como el tipo son opcionales en la mayoría de los casos.

Los compresores de tornillo trabajan a una presión generalmente superior a los de paletas, tienen un diseño más simple y compacto que los otros y una mayor disponibilidad mecánica.

D. **Tipo de tricono**

Uno de los aspectos más importantes de la perforación rotativa es la elección adecuada del tricono, ya que en caso contrario se tendrá:

— Velocidad de penetración menor que la óptima.
— Reducida duración del tricono y, por lo tanto, un coste por metro perforado mayor.

12. VELOCIDAD DE PENETRACION

La velocidad de penetración depende de muchos factores externos: características geológicas, propiedades físicas de las rocas, distribución de tensiones y estructura interna. Esto hace que la determinación de la velocidad de penetración durante el desarrollo de un proyecto sea una tarea difícil para el ingeniero proyectista, pero necesaria ya que la decisión que se tome va a incidir decisivamente en el resto de las operaciones.

Existen dos procedimientos para la determinación de la velocidad de penetración:

1. Recogida de muestras representativas y realización de ensayos a escala por las casas fabricantes de triconos. Estas emiten un informe en el que se indican:
— Tipo de tricono recomendado.
— Empuje y velocidad de rotación aconsejadas.
— Velocidad de penetración estimada y
— Duración prevista del tricono.

La fiabilidad de los resultados depende de la representatividad de las muestras enviadas y, en general, son conservadores a efectos de cálculo de producción y costes, pues en las pruebas no se tiene en cuenta el efecto de las discontinuidades y el relleno de éstas.

2. Cálculo de la velocidad de penetración a partir de la resistencia a compresión simple de la roca.

Este procedimiento se basa en la utilización de fórmulas empíricas propuestas por diversos investigadores.

12.1. Ensayos sobre muestras

Existen dos procedimientos conocidos por «Microbit» e «Indenter Test».

El primero, es el más antiguo y viene siendo utilizado desde la década de los años 50. Se basa en la perforación de la probeta con una microboca de $1^{1/4''}$ (32 mm) de diámetro sometida a un peso de 200 lb y 60 r/min.

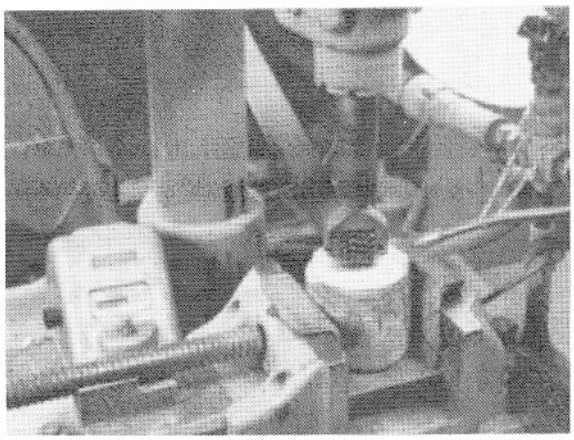


Foto 4.2. *Ensayo Microbit.*

Cada ensayo consiste en la perforación de un taladro de 3/32" (2,4 mm) y registro del tiempo de perforación cada 1/32" (0,8 mm). Después de cada perforación la boca se calibra y se controla el desgaste.

Los resultados obtenidos se correlacionan con los datos reales, Fig. 4.24, y se estima la vida del tricono.

El sistema da buenos resultados en formaciones blandas y medias, que pueden ser perforadas con triconos de dientes, pero en formaciones duras, donde se hace necesario el empleo de bocas de insertos de carburo, se obtienen velocidades de penetración muy bajas y duraciones de triconos reducidas.

En el segundo ensayo, se utiliza un diente de carburo de tungsteno de forma semiesférica que se aplica so-

bre la muestra con presiones crecientes e incrementos de 500 lb, hasta un máximo de 5.000 - 6.000 lb. Foto 4.3, determinándose el denominado esfuerzo umbral «E_u».

El empuje que es necesario aplicar sobre el tricono vale:

$$E = E_u \times I_c$$

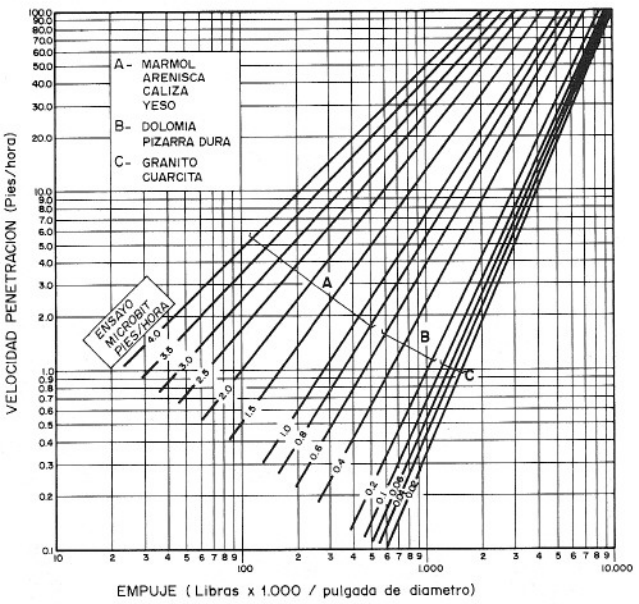


Figura 4.24. *Determinación de la velocidad de penetración a partir de ensayos Microbit.*

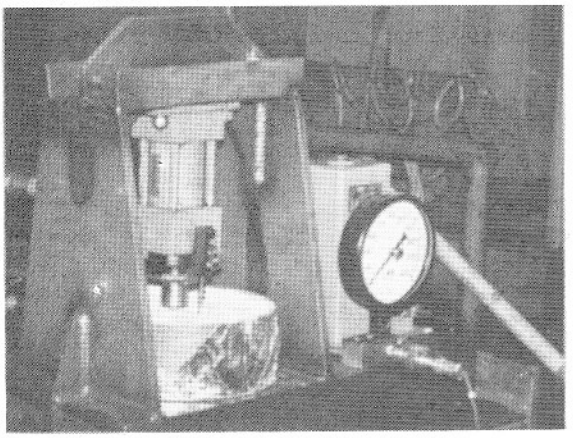


Foto 4.3. *Ensayo Indenter Test.*

donde:

E = Empuje.
E_u = Esfuerzo umbral.
I_c = Número de insertos del tricono que en un instante dado están en contacto con la roca.

Pero «I_c» suele representar un 8% del número total «C_i» de insertos del tricono, convirtiéndose la expresión anterior en:

$$E = 0{,}08 \times E_u \times C_i$$

La velocidad de penetración vendrá dada por:

$$VP = N_r \times p$$

donde:

VP = Velocidad de penetración.
N_r = Revoluciones por minuto.
p = Avance del tricono por cada revolución.

Además, el avance del tricono en una revolución «p» debe ser proporcional a la penetración «p'» obtenida en el ensayo:

$$p = K \times p'$$

donde «K» es una constante que engloba aquellas condiciones reales que el ensayo de perforabilidad no reproduce.

La fórmula de la velocidad de penetración queda de la forma siguiente:

$$VP = K \times N_r\, p' = K \times N_r \left(\frac{p'}{E_u}\right) \times E_u = K \times N_r \left(\frac{p'}{E_u}\right) \times \left(\frac{E}{0{,}08 \times C_i}\right) = K' \times N_r \times \left(\frac{p'}{E_u}\right) \times \left(\frac{E}{C_i}\right)$$

Esta ecuación permite calcular la velocidad de penetración a partir de un conjunto de parámetros conocidos.

Como en la mayoría de los casos los triconos se desechan por fallo de alguno de los cojinetes, pueden estimarse sus vidas útiles en metros sin más que multiplicar la velocidad de penetración por el número de horas de duración de los cojinetes.

12.2. Fórmulas empíricas de estimación de la velocidad de penetración

Este procedimiento es de una gran sencillez y está basado en fórmulas empíricas determinadas por ensayos de campo. En general, tienen en cuenta las siguientes variables:

— Diámetro de perforación.
— Empuje sobre el tricono.
— Velocidad de rotación, y
— Resistencia a compresión simple.

La variable desconocida es la Resistencia a Compresión, cuyo valor es fácilmente estimado mediante un ensayo de laboratorio o de campo, a partir de la Resistencia Bajo Carga Puntual.

En 1967, después de un trabajo de investigación realizado en explotaciones de mineral de hierro en Canadá, A. Bauer y P. Calder propusieron la siguiente expresión:

$$\log \frac{VP}{6} = K \times \log \frac{E}{\frac{RC}{12}}$$

donde:

VP = Velocidad de penetración (pies/hora).
K = Factor que depende de la roca y varía entre 1,4 y 1,75 para rocas con resistencia a compresión comprendidas entre 15.000 y 50.000 libras por pulgada cuadrada.
E = Empuje (libras por pulgada de diámetro).
RC = Resistencia a compresión (libras por pulgada cuadrada).

En 1971, Bauer modificó la fórmula introduciendo otra variable, como es la velocidad de rotación:

$$VP = \left[61 - 28 \log_{10} RC\right] \times \frac{E}{D} \times \frac{N_r}{300}$$

donde:

VP = Velocidad de penetración (pies/hora).
RC = Resistencia a compresión (miles de libras por pulgada cuadrada).
$\frac{E}{D}$ = Empuje unitario (miles de libras por pulgada de diámetro).
N_r = Velocidad de rotación (r/min).

Esta fórmula da buenos resultados en el rango de resistencias a compresión citado.

En la Fig. 4.25, se da un nomograma para el cálculo de la velocidad de penetración en función de la resistencia a compresión.

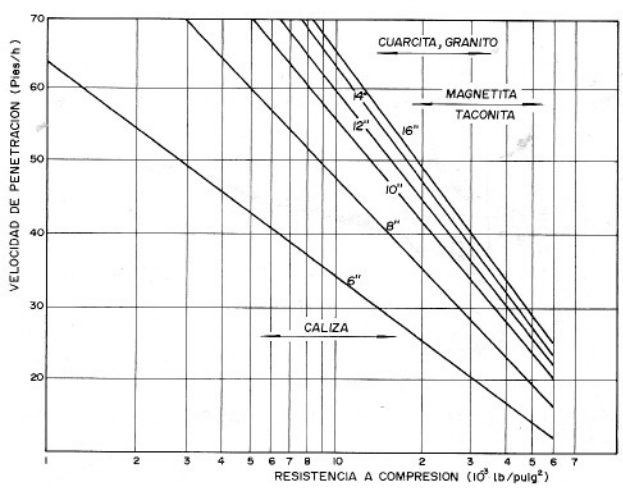


Figura 4.25. *Estimación de la Velocidad de Penetración a partir de la Resistencia a Compresión (Bauer y Calder).*

R. Praillet en 1978 dedujo la siguiente fórmula empírica:

$$VP = \frac{63{,}9 \times E \times N_r}{RC^2 \times D^{0,9}}$$

donde:

VP = Velocidad de penetración (m/h).
E = Empuje (kg).
N_r = Velocidad de rotación (r/min).
RC = Resistencia a compresión de la roca (MPa).
D = Diámetro del tricono (mm).

Esta fórmula tiene una mayor fiabilidad en todos los rangos de resistencias de las rocas, y permite calcular en una operación en marcha el valor de RC.

Por último, las casas fabricantes de triconos han construido ábacos muy sencillos donde en función del empuje sobre el tricono y la resistencia a compresión de la roca, se calcula la velocidad de penetración para una velocidad de rotación constante de 60 r/min. Fig. 4.26.

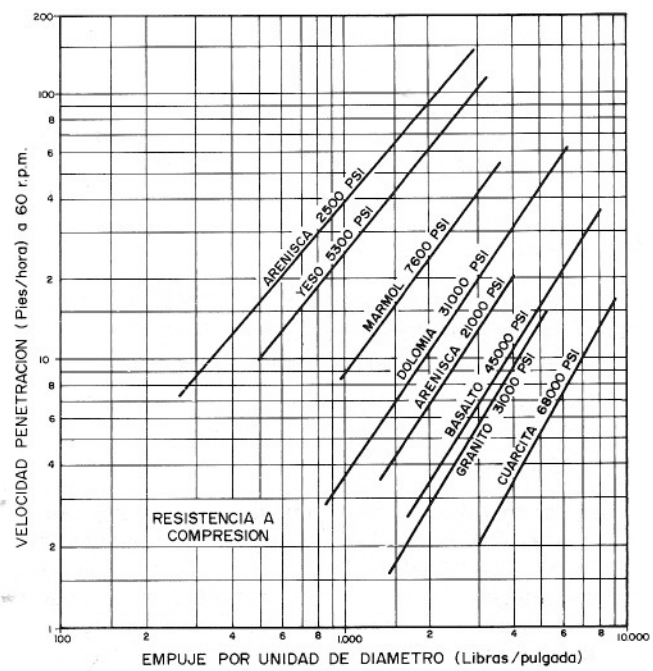


Figura 4.26. *Nomograma de Velocidades de Penetración.*

12.3. Velocidad media de perforación

Una vez determinada la velocidad de penetración, es preciso estimar cuál será la velocidad media resultante al incluir los tiempos muertos y la disponibilidad me-

cánica de los equipos que se supone del 80%. Se calcula mediante la expresión:

$$VM = 2 \times VP^{0,65}$$

donde:

VM = Velocidad media de perforación (m/h).
VP = Velocidad de penetración (m/h).

Otra forma más exacta de calcular «VM» es teniendo en cuenta los tiempos individuales no productivos, comentados anteriormente en el capítulo de perforación rotopercutiva.

13. CALCULO DEL COSTE DE PERFORACION

El coste de perforación por metro perforado se calcula con la siguiente fórmula:

$$C_T = \frac{C_A + C_I + C_M + C_O + C_E + C_L}{VM} + C_B$$

donde:

Costes Indirectos

C_A = Amortización (PTA/h).
C_I = Intereses y seguros (PTA/h).

Costes Directos

C_M = Mantenimiento (PTA/h).
C_O = Mano de obra (PTA/h).
C_E = Energía (PTA/h).
C_L = Engrase y lubricación (PTA/h).
C_B = Boca, estabilizador y barra (PTA/m).
VM = Velocidad de perforación media (m/h).

13.1. Amortización

La vida operativa de estas máquinas se puede estimar entre 50.000 y 100.000 h para las perforadoras eléctricas y de 16.000 a 30.000 h para las unidades diesel-hidráulicas sobre camión. Para calcular el coste de amortización se divide el precio de adquisición menos el valor residual por el número de horas previsto.

$$C_A = \frac{\text{Precio de adquisición - Valor residual}}{\text{Horas de vida}}$$

13.2. Intereses, seguros e impuestos.

La mayor parte de la maquinaria se compra con dinero prestado y por tanto deben tenerse en cuenta los intereses, además de los costes de seguros e impuestos que el equipo origina. Para calcularlos se emplea la fórmula:

$$C_I = \frac{\frac{N+1}{2N} \times \text{Precio adquisición} \times \%\ (\text{Intereses} + \text{Seguros} + \text{Impuestos})}{\text{Horas de trabajo al año}}$$

N = número de años de vida.

13.3. Mantenimiento

Representa los costes de reparación de averías y el mantenimiento preventivo. Se puede estimar multiplicando el precio de la máquina por 5×10^{-5} en perforadoras eléctricas o por 6×10^{-5} en las unidades diesel.

13.4. Mano de obra

Corresponde al coste horario del perforista, incluyendo cargas sociales, vacaciones, etc., y también el del ayudante en los casos en que se precise.

13.5. Energía

Este coste puede ser de energía eléctrica o diesel, y se calcula a partir de las especificaciones de los motores.

13.6. Aceites y grasas

Se determina a partir de los datos suministrados por el fabricante, referidos a cambios de aceite, sistemas hidráulicos y capacidades de los cárteres o depósitos. Suele estimarse entre un 15 y un 20% del coste de energía.

13.7. Velocidad media

Se determina de acuerdo con lo expuesto en el epígrafe 12 de este capítulo.

13.8. Boca, estabilizador y barra

Constituye una de las partidas críticas, debido por un lado a la falta de información previa de los técnicos y por otro a su importancia, ya que su peso sobre el coste del metro perforado oscila entre el 15 y el 40% del coste total, según la dureza de la roca.

La duración de un tricono se puede estimar a partir de la ecuación:

$$\text{VIDA (m)} = \frac{28.140 \times D^{1,55} \times E^{-1,67}}{N_r} \times 3 \times VP$$

donde:

D = Diámetro (pulg).
E = Empuje sobre la boca (miles de libras).
N_r = Velocidad de rotación (r/min).
VP = Velocidad de penetración (m/h).

Las barras y estabilizadores suelen tener una vida media de 30.000 y 11.000 m, respectivamente.

13.9. Ejemplo de aplicación

En una explotación minera se dispone de una perforadora eléctrica con un empuje útil de 70.000 lb que perfora una roca con una resistencia a compresión de 75 MPa con un diámetro de 9" (229 mm). Los datos reales de operación son:

Empuje sobre la boca: 39.000 libras

Velocidad de penetración: 34 m/h

Velocidad de rotación: 60 r/min

El precio de adquisición del equipo es de 185 MPTA, y se desea calcular el coste por metro lineal perforado.

Las partidas que constituyen el coste total son:

$$C_A = \frac{185.000.000 \text{ PTA}}{50.000 \text{ h}} = 3.700 \text{ PTA/h (sin valor residual)}$$

$$C_I = \frac{\frac{13}{24} \times 185 \times 10^6 \text{ PTA} \times 0{,}2}{4.300 \text{ h}} = 4.660 \text{ PTA/h}$$

$C_M = 185 \times 10^6 \times 5 \times {}^{10-5} =$ 9.250 PTA/h
$C_O =$ 2.600 PTA/h
$C_E = 185 \text{ kW/h} \times 10 \text{ PTA/kW} =$ 1.850 PTA/h
$C_L = 0{,}2 \times C_E =$ 370 PTA/h
Costes Indirectos $= C_A + C_I =$ 8.360 PTA/h

Costes Directos $= C_M + C_O + C_E + C_L =$ 14.070 PTA/h

$$VM = 2 \times 34^{0{,}65} = 19{,}8 \text{ m/h}$$

$$\text{Vida tricono} = \frac{28.140 \times 9^{1{,}55} \times 39^{-1{,}67}}{60} \times 3 \times 34 = 3.174 \text{ m}$$

$$C_{B1} = \frac{525.000}{3.174} = 165{,}4 \text{ PTA/m (Tricono)}$$

$$C_{B2} = \frac{315.000}{11.000} = 28{,}6 \text{ PTA/m (Estabilizador)}$$

$$C_{B3} = \frac{350.000}{30.000} = 11{,}6 \text{ PTA/m (Barra)}$$

$$C_B = C_{B1} + C_{B2} + C_{B3} = 206 \text{ PTA/m}$$

$$C_T = \frac{8.360 + 14.070}{19{,}8} + 206 = 1.339 \text{ PTA/m}$$

BIBLIOGRAFIA

— BAUER, A.: «Drilling and Blasting». Bucyrus Erie. 1979.
— BERNAOLA, J.: «Predicción de la Velocidad de Perforación a Percusión mediante Ensayo de Laboratorio sobre Muestras de Roca». Tesis Doctoral E.T.S. Ingenieros de Minas de Madrid. 1984.
— CHITWOOD, B., and NORMAN, N. E.: «Blasthole Drilling Economics: a Look at the Cost Behind the Cost». E/M. J. June 1979.
— CHUGH, C. P.: «Manual of Drilling Technology». 1985.
— HERRANZ, F.: «Perforación Rotativa en Minería a Cielo Abierto». N.P. 1973.
— LAUWELL, G. W.: «The Pro's and Con's of Rotary Blasthole Design». Mining Engineering. June-July. 1978.
— LOPEZ JIMENO, C. y E.: «La perforación rotativa con Triconos». Canteras y Explotaciones. Enero, 1990.
— LOPEZ JIMENO, E.: «Implantación de un Método de Cálculo de Voladuras en Banco». Tesis doctoral. E.T.S. Ingenieros de Minas de Madrid. 1986.
— MANRUBIA, F., et al.: «Criterios para la Selección de una Perforadora de Rocas». Industria Minera. 1986.
— MARTIN, J. W., et al.: «Surface Mining Equipment». 1982.
— MORALES, V.: «La Selección y el Funcionamiento de Triconos». Potencia. Marzo 1985.
— MORELL, R. J.: «Mining Engineering Handbook - Drilling Machines». AIME. 1973.
— NELMARK, J. D.: «Large Diameter Blasthole Drills». Mining Congress Journal. August. 1970.
«Blast Hole Design & Applications». AMF. February, 1983.
«Inclined Hole Drilling with Large Blasthole Drills Can Sometimes be Used». Mining Engineering. September, 1984.
— PLA, F., et al.: «Curso de Perforación y Voladuras». Fundación Gómez-Pardo. 1978.
— PRAILLET, R.: «Consideraciones de un Fabricante de Máquinas de Perforación». Canteras y Explotaciones. Septiembre, 1984.
— WILLIAMSON, T. N.: «Surface Mining - Rotary Drilling». AIME. 1968.

TRICONOS

1. TRICONOS

Aunque la aparición de los triconos como herramienta de perforación se remonta al año 1910, puede decirse que hasta el desarrollo de los equipos rotativos en la década de los 60 no se logró un perfeccionamiento en el diseño y fabricación de este tipo de bocas que hiciera su utilización masiva en minería.

En un principio, sólo eran aplicables en formaciones rocosas blandas o de poca resistencia, pero, en la actualidad, estos útiles han permitido a la perforación rotativa competir con otros métodos empleados en rocas duras.

El trabajo de un tricono se basa en la combinación de dos acciones:

— **Indentación:**
Los dientes o insertos del tricono penetran en la roca debido al empuje sobre la boca. Este mecanismo equivale a la trituración de la roca.

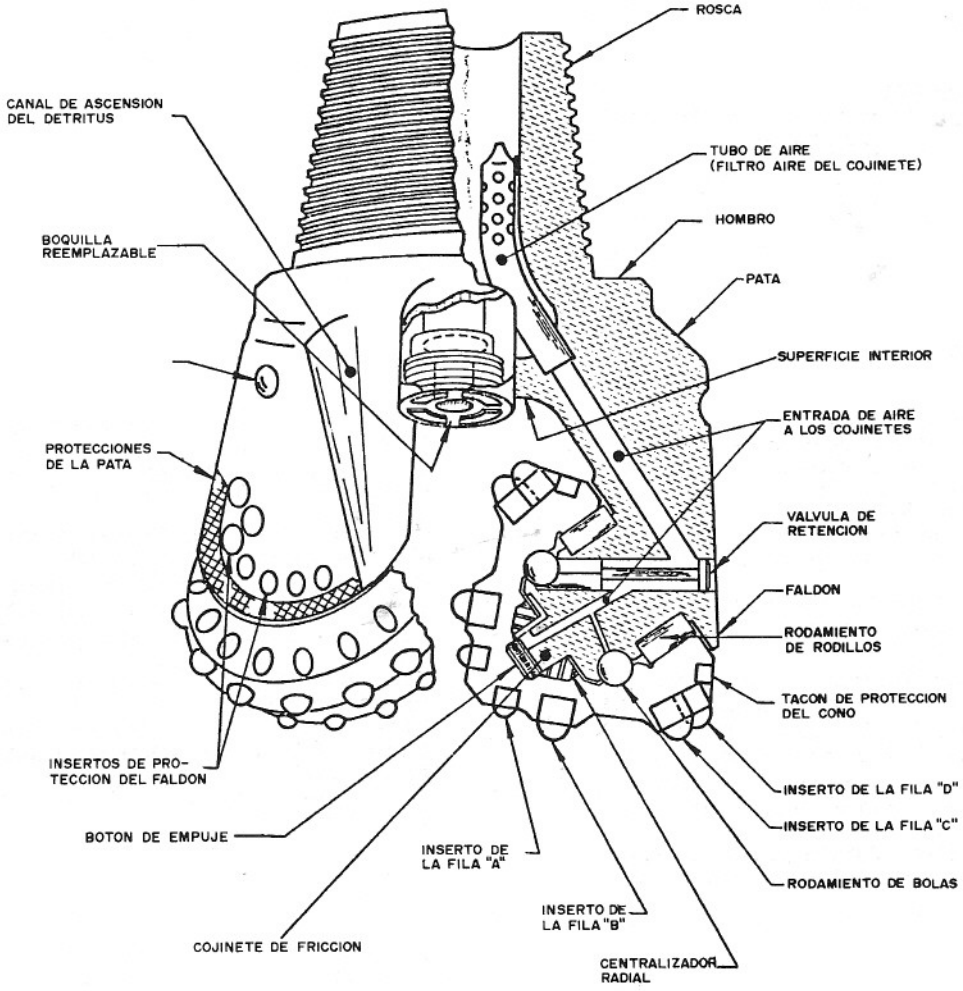


Figura 5.1. *Esquema de tricono (Smith-Gruner).*

— **Corte:**
Los fragmentos de roca se forman debido al movimiento lateral de desgarre de los conos al girar sobre el fondo del barreno.

La acción de corte sólo se produce, como tal, en rocas blandas, ya que en realidad es una compleja combinación de trituración y cizalladura debido al movimiento del tricono.

2. ELEMENTOS CONSTITUTIVOS Y CRITERIOS DE DISEÑO

Los elementos constitutivos de un tricono y, consecuentemente, de diseño son: los conos, los rodamientos y el cuerpo del tricono.

2.1. Conos

Los parámetros de diseño de los conos son los que se exponen a continuación.

2.1.1. Angulo del eje del cono

Uno de los aspectos más importantes que se tiene en cuenta en el diseño de un tricono, es el ángulo que forman los ejes de los conos con la horizontal. Este ángulo determina el diámetro del cono dentado de acuerdo con el diámetro del barreno. Si aumenta el ángulo el diámetro del cono debe disminuir y recíprocamente. Fig. 5.2.

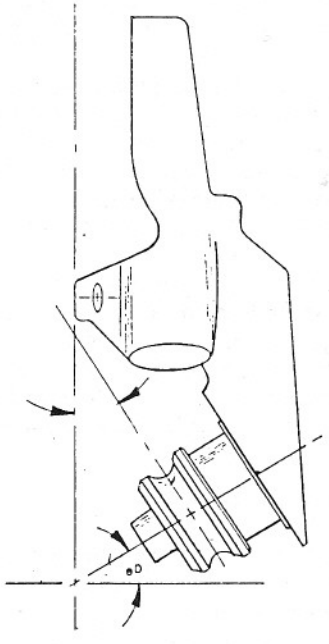


Figura 5.2. *Angulo del eje del cono.*

En la Fig. 5.3, se observan los parámetros geométricos que caracterizan la disposición de los conos dentados para dos tipos de roca diferentes.

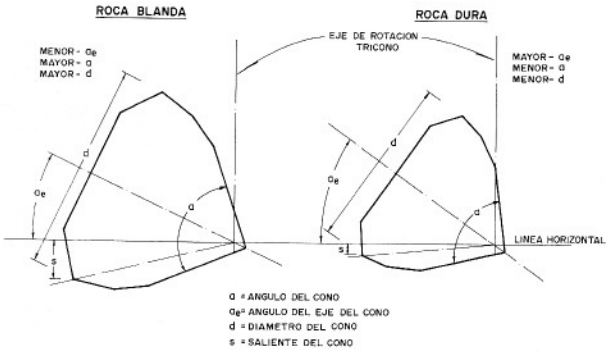


Figura 5.3. *Angulos del eje del cono en dos tipos de roca.*

El avance del tricono en el fondo del barreno lo regula en gran parte el tamaño y forma de los conos, es decir el perfil del mismo.

2.1.2. Descentramiento

Otro factor a tener en cuenta en el diseño es el descentramiento u «offset» de los ejes de rotación de los conos. Fig. 5.4.

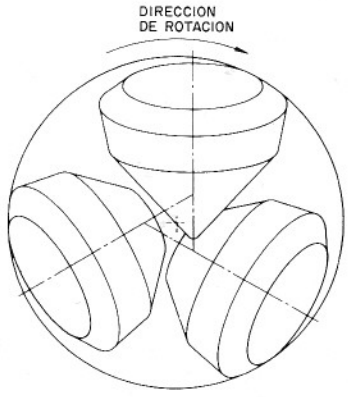


Figura 5.4. *Descentramiento (Hughes Tool Co.).*

En el caso de rocas duras, este descentramiento es prácticamente nulo, con lo que el arranque de la roca se efectúa por trituración al sufrir los conos un movimiento de rodadura perfecta. En rocas blandas se tiende a que el descentramiento sea mayor, obteniéndose así la rotura de la roca por desgarre o ripado, ya que los conos experimentan un movimiento de deslizamiento junto con el de rotación. En rocas de tipo medio se combinan por igual ambos efectos de rotación y deslizamiento, obteniendo el arranque de la roca por trituración y desgarre.

2.1.3. Angulo del cono

El angulo del cono es inversamente proporcional al angulo del eje del cono, de forma que cuando éste aumenta el angulo del cono debe disminuir para evitar las interferencias entre los conos. Fig. 5.5.

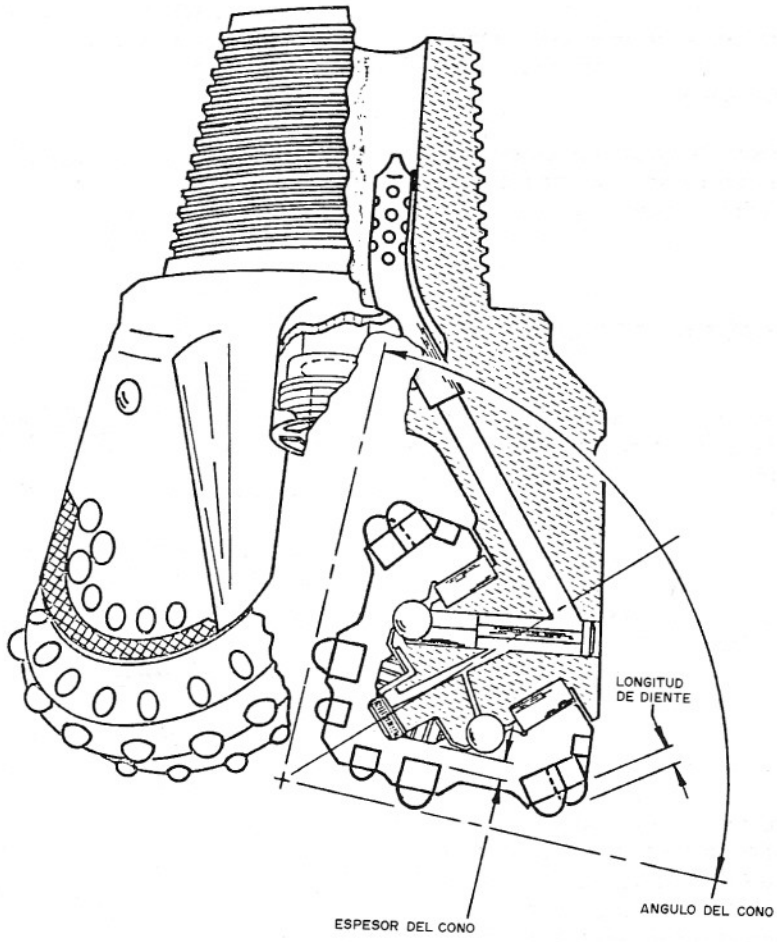


Figura 5.5. *Angulo del cono, longitud de diente y espesor del cono (Smith-Gruner).*

2.1.4. Longitud de los dientes

En un tricono de dientes la longitud de éstos está definida por la profundidad de la fresa en el cono. Si el tricono es de insertos, la longitud vendrá dada por la parte visible de los botones de metal duro. Fig. 5.5.

2.1.5. Espesor del cono

Se debe disponer de un espesor mínimo para asegurar la resistencia estructural del cono. El espesor está determinado por el tamaño de los cojinetes, por la profundidad de la fresa en los triconos de dientes y por la profundidad de encastramiento en los de botones. Fig. 5.5.

2.2. Rodamientos

Los tipos de rodamientos empleados en los triconos son los siguientes:

— Bolas y rodillos.
— Rodamientos planos con lubricación.

La pista de rodillos aguanta la mayor parte de la carga radial en el cono, mientras que los cojinetes lo hacen en una pequeña parte.

La superficie de empuje perpendicular al pasador guía y al botón de empuje está diseñada para soportar cargas hacia el exterior. La pista de bolas mantiene el cono en funcionamiento y soporta el empuje hacia el interior. Cuando otras partes del cojinete están desgastadas, la pista de bolas también soportará algunas cargas radiales y excéntricas.

En los triconos de perforación de barrenos un porcentaje elevado de aire se desvía a través de los cojinetes con objeto de refrigerar y limpiar los elementos del mismo. La adición de aceite a la tubería de aire comprimido contribuye a mejorar la vida de los cojinetes y, por tanto, disminuye el coste de perforación.

2.3. Cuerpo del tricono

El cuerpo del tricono se compone de tres partes idénticas que se denominan globalmente cabeza. Cada cabeza contiene un cojinete integral sobre el que se inserta el cono y también los conductos a través de los cuales circula el fluido de barrido para limpiar los detritus de perforación del fondo de los barrenos.

Una de las tareas del cuerpo del tricono es la de dirigir el fluido de barrido hacia donde la limpieza sea más efectiva.

Los triconos actuales son de chorro (jet) que impulsan el aire entre los conos directamente al fondo del barreno, debiendo suministrar los compresores el suficiente caudal y presión para limpiar tanto el fondo del barreno como los conos.

Mediante soldadura controlada por ordenador se unen las tres cabezas en una unidad y después se mecaniza la rosca donde se inserta la tubería.

La rosca transmite al tricono los esfuerzos de torsión y los axiales producidos por la perforadora a través de las tuberías.

3. METALURGIA DE LOS MATERIALES DEL TRICONO

Uno de los éxitos conseguidos en la fabricación de los triconos ha sido el empleo de aleaciones especiales diferentes para cada uno de los elementos que lo constituyen. Tabla 5.1.

4. TIPOS DE TRICONOS

Existen dos tipos de triconos:

— De **dientes.**
— De **insertos.**

Los triconos de dientes tienen la ventaja de su bajo coste, pues valen la quinta parte que uno de insertos. Sin embargo, las ventajas de los de insertos son:

— Mantienen la velocidad de penetración durante la vida del tricono.
— Requieren menos empuje para conseguir una velocidad de penetración.
— Precisan menos par, y así disminuyen las tensiones sobre los motores de rotación.

TABLA 5.1

ELEMENTOS DEL TRICONO	PROPIEDADES REQUERIDAS	TIPO DE ACERO
Cono	Resistencia al impacto y a la abrasión	Carbono, manganeso, níquel y molibdeno
Cabezas	Resistencia a la fatiga. Alta resistencia al impacto. Soldable	Carbono, manganeso, cromo y molibdeno
Cojinetes de rodillos y bolas	Alta resistencia al impacto	Carbono, manganeso, níquel, cromo y molibdeno
Pasadores y buje guía	Resistencia al desgaste	Cromo, carbono, níquel, manganeso y silicio
Botón de empuje	Resistencia al desgaste	Carbono, wolframio, cromo, molibdeno y vanadio
Superficie de cojinetes	Resistencia al desgaste	Cobalto, cromo, carbono, wolframio y níquel
Dientes	Resistencia a la abrasión elevada	Wolframio, carbono
Insertos	Resistencia a la abrasión elevada. Resistencia al impacto	Wolframio, carbono y cobalto

— Reducen las vibraciones, produciendo menos fatigas en la perforadora y en el varillaje.
— Disminuye el desgaste sobre el estabilizador y la barra porque los insertos de carburo mantienen el diámetro del tricono mejor que los de dientes.
— Producen menos pérdidas de tiempo por cambio de bocas y menores daños a las roscas.

5. SELECCION DEL TIPO DE TRICONO

En la selección del tipo de tricono influyen fundamentalmente la resistencia a compresión de la roca y su dureza. Normalmente, los usuarios envían muestras a las compañías fabricantes de triconos para que asesoren sobre el tipo de boca a utilizar, velocidades de penetración probables y duración en metros.

5.1. Triconos de dientes

Los triconos de dientes se clasifican en tres categorías, según el tipo de formación rocosa: blanda, media y dura.

A. **Formaciones blandas**

Los triconos para formaciones blandas tienen rodamientos pequeños compatibles con los dientes largos y los pequeños empujes sobre la boca que son necesarios. Los dientes están separados y los conos tienen un descentramiento grande para producir un efecto de desgarre elevado. Foto 5.1.

B. **Formaciones medias**

Los triconos para estas formaciones tienen cojinetes de tamaño medio, de acuerdo a los empujes necesa-

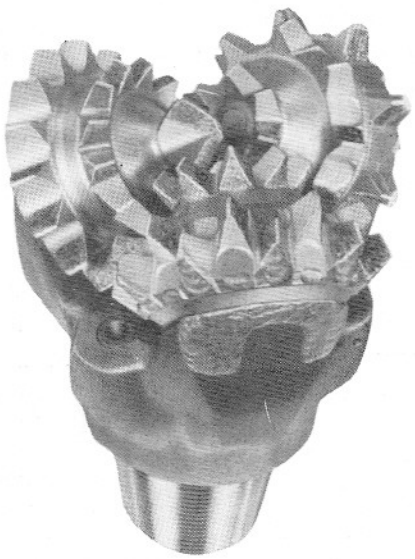


Foto 5.1. *Tricono de dientes para formación blanda (Hughes Tool Co).*

Foto 5.2. *Tricono de dientes para formación media (Hughes Tool Co).*

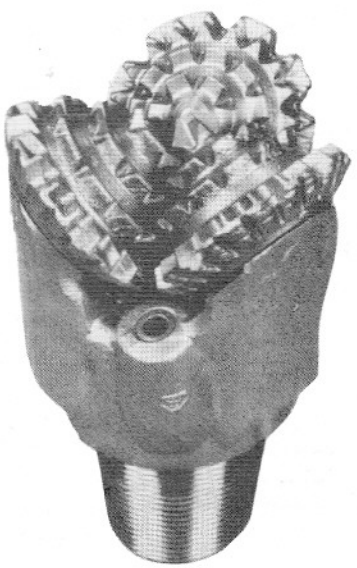


Foto 5.3. *Tricono para formaciones duras (Hughes Tool Co).*

TABLA 5.2. CLASIFICACION GENERAL DE TRICONOS DE DIENTES

CLASES DE ROCA	CARACTERISTICAS DE DISEÑO			ACCION DE CORTE		MARCA Y MODELO			
	SEPARACION ENTRE DIENTES	ALTURA DE DIENTES	DUREZA DE REVESTIM.	ARRANQUE POR TRITURACION	ARRANQUE POR DESGARRE	HUGHES	REED	SMITH	VAREL
Formaciones blandas Baja resistencia a compresión y fácilmente perforables (pizarras, arcillas, calizas blandas-medias).						S	TS	GR4	V3 V3M
Formaciones medias (Pizarras duras, pizarras arcillosas, calizas duras, areniscas).						M	TM	GR1 GR2/2C	V2 VH2
Formaciones duras (Calizas silíceas, dolomías, areniscas).						H, HR	TH	GRH GRHC	VH1 VQM

rios y el tamaño de los dientes.

La longitud de los dientes, espaciamiento y descentramiento son menores que en los triconos de formaciones blandas. Foto 5.2.

C. Formaciones duras

Los triconos de formaciones duras tienen cojinetes grandes, dientes cortos, resistentes y muy próximos unos de otros. Los conos tienen muy poco descentramiento para aumentar el avance por trituración, requiriéndose empujes muy importantes. Foto 5.3.

En la Tabla 5.2. se da una clasificación de los triconos de dientes, su aplicación y sus características de corte.

5.2. Triconos de insertos

Existen cuatro tipos de triconos, que se diferencian en el diseño y tamaño de los insertos, en el espaciamiento de los mismos y en la acción de corte. Fig. 5.6.

En la Tabla 5.3 se especifican los tipos de triconos y acción de corte en función de la clase de roca a perforar.

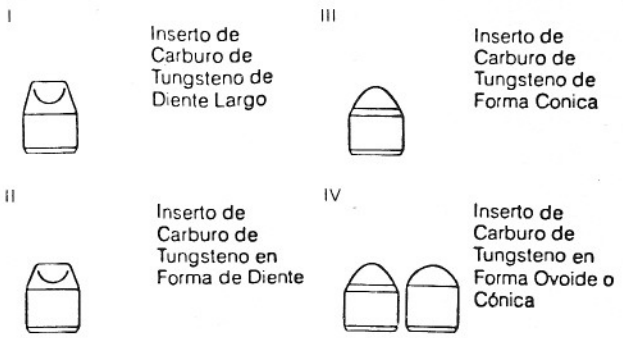


Figura 5.6. *Clases de insertos según los tipos de triconos.*

6. EFECTOS DE LOS PARAMETROS DE OPERACION SOBRE LOS TRICONOS

Las principales variables de operación en la perforación rotativa son:

— El empuje o peso sobre la boca y

— La velocidad de rotación.

6.1. Efecto del peso sobre los cojinetes

La vida de un cojinete es inversamente proporcional al cubo del peso ejercido sobre el mismo. Pero, como en los triconos se emplean elementos de fricción que sufren desgastes y fatigas, esta relación no es válida y se acepta que la duración de un cojinete es inversamente proporcional al peso elevado a una potencia que varía entre 1,8 y 2,8.

6.2. Efecto del peso sobre los elementos de corte

El peso excesivo produce la rotura de los insertos y el desgaste de la estructura de corte en rocas duras.

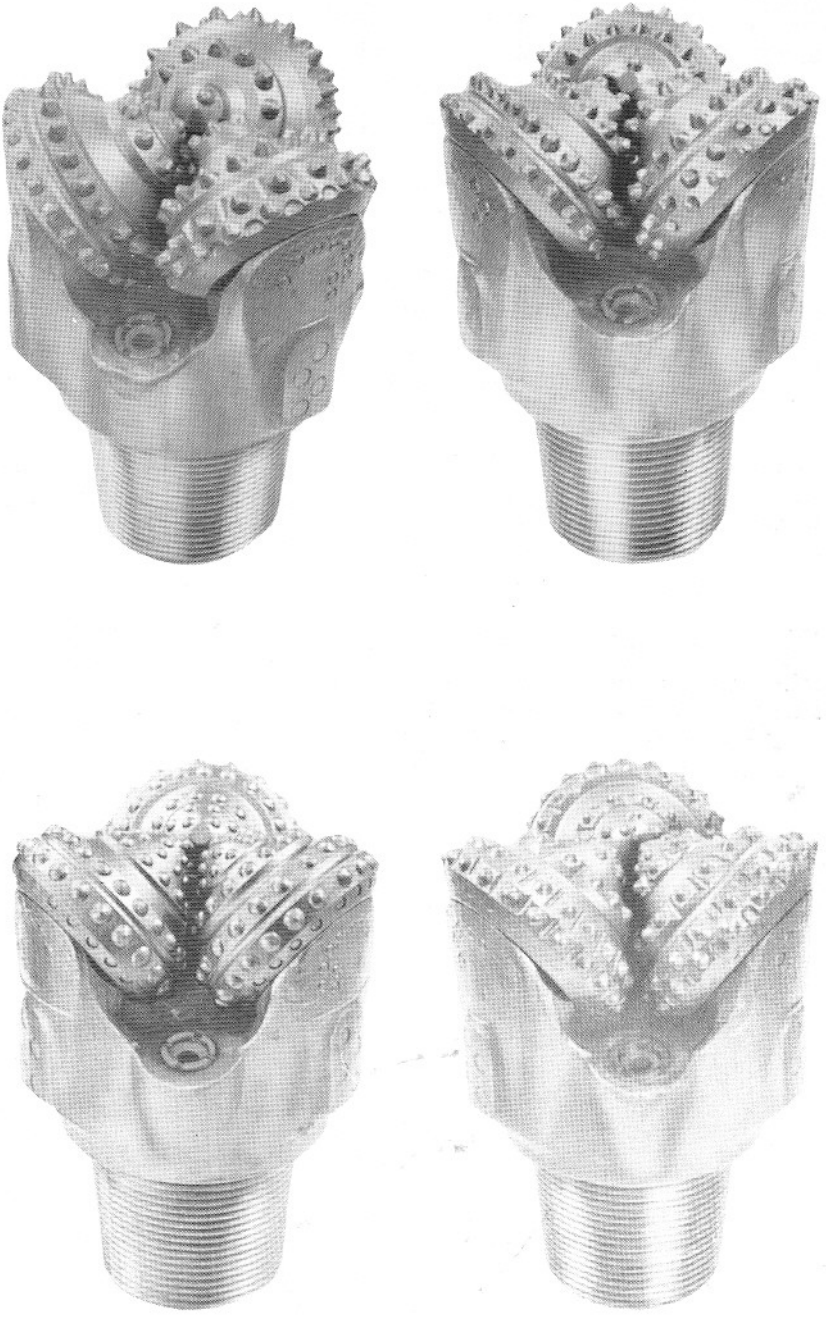
En formaciones blandas y no abrasivas, la estructura de corte raramente limita la vida del tricono y un empuje alto no da lugar a daños, siempre que exista suficiente aire para limpiar el fondo del barreno.

6.3. Efecto de la velocidad de rotación sobre la vida de los cojinetes

La vida de los cojinetes es inversamente proporcional a la velocidad de rotación.

6.4. Efecto de la velocidad de rotación sobre los elementos de corte

En formaciones abrasivas el desgaste de los insertos aumenta con la velocidad de rotación. En formaciones duras, una alta velocidad de rotación produce roturas de los insertos por impacto.



Fotos 5.4, 5.5, 5.6 y 5.7. *Tipos de triconos de insertos (Hughes Tool Co).*

TABLA 5.3. CLASIFICACION GENERAL DE TRICONOS DE INSERTOS

CLASES DE ROCA	CARACTERISTICAS DE DISEÑO			ACCION DE CORTE		TIPO DE TRICONO	MARCA Y MODELO					
	TAMAÑO DE INSERTOS	SEPARAC. ENTRE INSERTOS	RESALTE DE INSERTOS	ARRANQUE POR TRITURAC.	ARRANQUE POR DESGARRE		HUGHES	REED	SMITH TOOL	VAREL	SECU-RITY	ATLAS COPCO
Formaciones blandas Baja resistencia a compresión (<40 MPa) y alta perforabilidad (talco, pizarra, arcillas, yesos, etc.)						I	HH33	M51 M52	Q4JL	QMC9	S8M	CS251 CS311 CS381
Formaciones medias y medioduras Las primeras con resistencias entre 40 y 90 MPa (calizas, mármoles, esquistos, fluoritas, etc.). Las segundas, con RC entre 90 y 170 MPa (dolomías, grauwacas, feldespatos, granitos, gneises, etc.)						I y III	HH44 HH55	M62 M70	Q5JL	QMC7 QMC77 QMC6	M8M	CM251 CM311 CM381
Formaciones duras Con RC entre 170 y 230 MPa (cuarcitas, piritas, basaltos, taconitas). Mayor abrasividad						III	HH77 HH88	M73 M80	Q7JL	QMCS QMCH	H8M H10M	CH251 CH311
Formaciones muy duras Con resistencias superiores a los 320 MPa (lava, topacio, corindón, etc.)						IV	HH99	M83 M84	Q9JL		H10M3 H10M4	CH381

7. SELECCION DE TOBERAS

Los triconos se diseñan para que una parte del aire, que aproximadamente es un 20%, se aproveche para la refrigeración y limpieza de los cojinetes. El resto del aire pasa a través de unas toberas, con el fin de limpiar los conos dentados y producir la turbulencia necesaria para iniciar la elevación de los detritus a través del espacio anular. Estas toberas disponen de unos diafragmas, los cuales pueden cambiarse de posición para obtener las condiciones adecuadas y conseguir una limpieza efectiva en el fondo del barreno. También, pueden utilizarse toberas recambiables para el mismo fin.

Para el cálculo del diámetro de las toberas, según se disponga de una sola o de tres, se utilizan las siguientes expresiones:

$$d_t = \frac{Q_a}{43{,}34\ (p_a + 32{,}4)} \quad \text{para 1 tobera}$$

$$d_t = \frac{Q_a}{130{,}01\ (p_a + 32{,}4)} \quad \text{para 3 toberas}$$

donde:

d_t = Diámetro de la tobera (mm).
Q_a = Caudal de aire (m^3/min).
p_a = Presión de salida del compresor (kPa).

8. EVALUACION DE LOS TRICONOS GASTADOS

Un trabajo importante en la utilización efectiva de los triconos lo constituye el análisis de las bocas gastadas, ya que la identificación de las posibles causas ayudan a corregir los errores de operación y mejorar la selección del tipo de tricono. Los fallos de las bocas se producen generalmente debido a tres causas:

— Fallos de los cojinetes.
— Fallos de la estructura de corte y
— Fallos del faldón.

a) **Fallos de los cojinetes**

TABLA 5.4

CAUSAS POSIBLES	SOLUCIONES
Velocidad de rotación excesiva	Reducir la velocidad de rotación
Tipo de tricono inadecuado	Cambiar a otro tipo
Aire insuficiente para refrigerar los cojinetes	Chequear el compresor y el varillaje
Bloqueo del paso del aire	Chequear el conducto del aire
Empuje excesivo sobre el tricono	Reducir el empuje

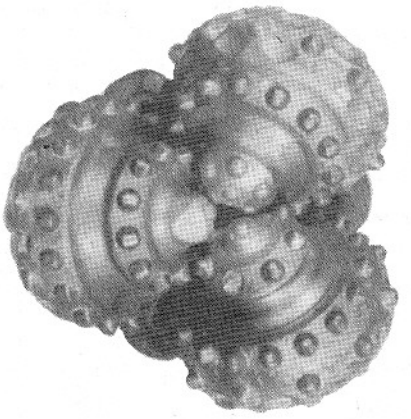


Foto 5.8. *Rotura de insertos (Hughes Tool Co).*

b) **Fallos de la estructura de corte**

TABLA 5.5

CAUSAS POSIBLES	SOLUCIONES
Aire insuficiente para limpiar el centro del barreno	Aumentar el volumen de aire o disminuir avance
Elección inadecuada del tricono	Cambiar al tipo siguiente
Excesiva velocidad de rotación	Reducir la rotación

c) **Fallos del faldón**

TABLA 5.6

CAUSAS POSIBLES	SOLUCIONES
Aire insuficiente para la velocidad de penetración	Aumentar volumen de aire o reducir avance
Formaciones diaclasadas y abrasivas	Programa para recrecer faldones
Pandeo de la barra	Cambio de la barra

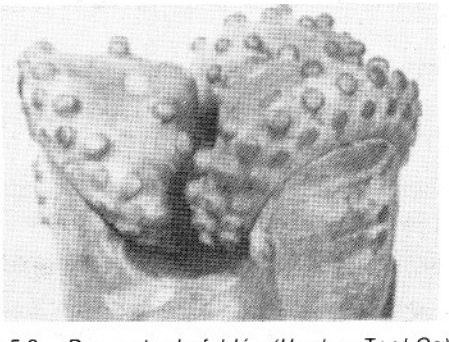


Foto 5.9. *Desgaste de faldón (Hughes Tool Co).*

9. EJEMPLO DE SELECCION DE UN TRICONO

En una explotación se desea perforar con un diámetro de 9" (229 mm) una roca con una resistencia a la compresión de 30.000 lb/pulg² (206,8 MPa).

1. El empuje máximo sobre un tricono de 9" viene dado por la expresión:

$$E_M = 810 \times D^2 = 810 \times 9^2 = 65.610 \text{ lb.}$$

$$E_i = \frac{65.610}{9} = 7.290 \quad \frac{\text{lb}}{\text{pulg}}.$$

2. El empuje por unidad de diámetro multiplicado por 5 indica la resistencia a compresión máxima que puede ser perforada por esa boca al empuje máximo. En este caso se tiene 7.290 × 5 = 36.450 lb/pulg² (251,3 MPa), luego la operación puede realizarse.

3. El empuje que debe proporcionar la perforadora se calcula a partir de la resistencia de la roca y del diámetro:

$$\frac{30.000}{5} \times 9 = 54.000 \text{ lb.}$$

4. El tipo de tricono viene indicado por el valor entero que resulta de dividir la resistencia a compresión de la roca, en lb/pulg,² por 10.000.

En este ejemplo deben ser del tipo III, es decir con insertos de carburo de forma cónica.

10. CODIGO IADC (International Association of Drilling Contractors)

El código IADC es un sistema de designación de los triconos con el que se especifica el tipo de boca (de dientes o insertos), la formación rocosa para la que está previsto y algunos criterios de diseño del mismo.

— **Primer dígito** (1 a 8)

Triconos de dientes:	1-X-X.	Formaciones blandas con baja resistencia a la compresión y alta perforabilidad.
	2-X-X.	Formaciones de tipo medio y semiduras, con alta resistencia a la compresión.
	3-X-X.	Formaciones semiduras abrasivas.
	4-X-X.	(Reservado para usos futuros.)
Triconos de insertos:	5-X-X.	Formaciones blandas a medias con baja resistencia a la compresión.
	6-X-X.	Formaciones semiduras con alta resistencia a la compresión.
	7-X-X.	Formaciones semiduras y abrasivas.
	8-X-X.	Formaciones muy duras y abrasivas.

— **Segundo dígito** (1 a 4)

X-1-X.	Designa la clasificación de dureza de la roca de blanda a dura en cada clase de la serie.
X-2-X	
X-3-X	
X-4-X	

— **Tercer dígito** (1 a 7)

Establece distintas características en relación a rodamientos y diseño espacial de los insertos de la fila exterior de los conos.

X-X-1	Tricono estándar de rodamientos cilíndricos abiertos.
X-X-2.	Tricono estándar de rodamientos cilíndricos abiertos y barrido exclusivamente con aire.
X-X-3.	Tricono estándar de rodamientos cilíndricos abiertos, con insertos especiales de carburo de tungsteno en el tacón exterior de los conos.
X-X-4.	Tricono de rodamientos cilíndricos sellados.
X-X-5.	Tricono de rodamientos cilíndricos sellados con insertos especiales de carburo de tungsteno en el tacón exterior de los conos.

X-X-6. Tricono de cojinetes de fricción sellados.

X-X-7. Triconos de cojinetes de fricción sellados con insertos especiales de carburo de tungsteno en el tacón exterior de los conos.

BIBLIOGRAFIA

— ANON.: «Blast Hole Technology - Dresser». Mining Equipment Operation.
— BREZOVEC, D.: «Expensive Bits Are Cheaper to Use». Coal Age. March 1983.
— COFFMAN, K. W., and CONNORS, J.: «Rolling Cutter Bit Development and Application in the Mining Industry». Symposium Materials for the Mining Industry. Colorado, 1974.
— DRESSER: «Evaluación de las Bocas Gastadas».
— EDELBERG, V.: «Método de Control Estadístico de los Trépanos Rotary». Reed International.
— HUGHES TOOL CO.: «Blast Hole Bit Handbook». «Laboratory Tests Prediction Drillability». January, 1982.
— MACCALLUM, H. F., and SANGER, J. G.: «Used Rock Bits Tell a Story Bead Them». Reed Mining Tools.
— REED TOOL CO.: «Blast Hole Drilling Technology Handbook».

«Curso de Formación Técnica sobre Perforación de Barrenos».

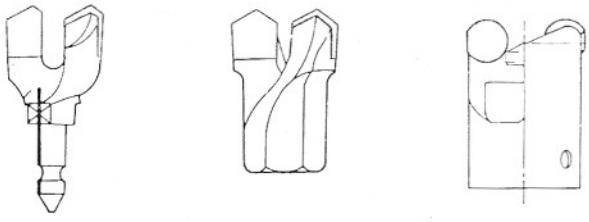
— VAREL MANUFACTURING CO.: «Design & Application Data for Varel Drill Bits».

Capítulo 6

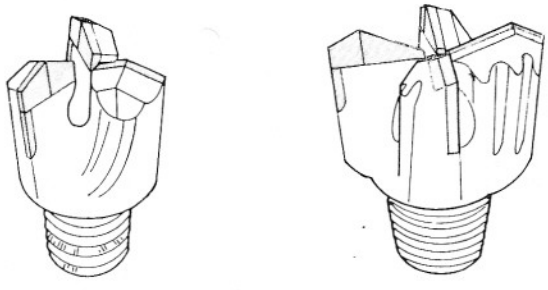
PERFORACION ROTATIVA POR CORTE

1. INTRODUCCION

La perforación rotativa por corte tuvo su máximo desarrollo en la década de los años 40 en las minas americanas de carbón para el barrenado del recubrimiento y del propio mineral. Con la aplicación creciente en cielo abierto de los equipos rotativos con tricono, este método ha quedado limitado al campo de las rocas blandas con diámetros generalmente pequeños o medios, en clara competencia con los sistemas de arranque directo. En trabajos subterráneos ha sido la perforación rotopercutiva la que ha relegado a los equipos rotativos a las rocas de dureza baja a media y poco abrasivas, potasas, carbón, etc.



a) BOCAS BILABIALES



b) BOCAS TRIALETAS Y MULTIPLES

c) BOCA ESCARIADORA

Figura 6.1. *Tipos de bocas para perforación por corte.*

La perforación por corte en los barrenos de producción se realiza con bocas cuya estructura dispone de elementos de carburo de tungsteno u otros materiales como los diamantes sintéticos policristalinos, que varían en su forma y ángulo, pudiéndose distinguir los siguientes tipos:

a) Bocas bilabiales o de tenedor, en diámetros de 36 a 50 mm.

b) Bocas trialetas o multialetas, en diámetros de 50 a 115 mm.

c) Bocas de labios reemplazables, con elementos escariadores y perfil de corte escalonado en diámetros desde 150 mm hasta 400 mm.

2. FUNDAMENTO DE LA PERFORACION POR CORTE

Las acciones de una boca de corte sobre la roca son, según Fish, las siguientes:

1. Deformaciones elásticas por las tensiones debidas a la deflexión angular de la boca y torsión a la que se somete a la misma.
2. Liberación de las tensiones de deformación, con un impacto subsiguiente del elemento de corte sobre la superficie de la roca y conminución de ésta.
3. Incremento de tensiones en la zona de contacto boca-roca con desprendimiento de uno o varios fragmentos que una vez evacuados permiten reiniciar el nuevo ciclo. Fig. 6.2.

Las experiencias realizadas por Fairhurst (1964) demuestran que el empuje y el par de rotación sobre la boca sufren grandes variaciones debido a la naturaleza discontinua de formación de los detritus. Fig. 6.3.

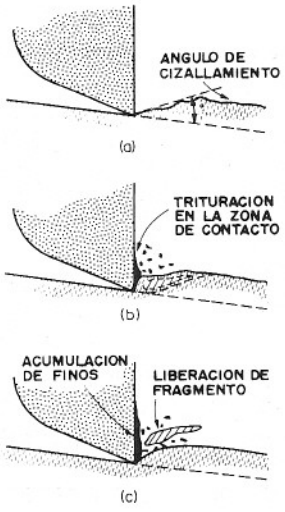


Figura 6.2. *Secuencia de corte (Fish y Barker, 1956).*

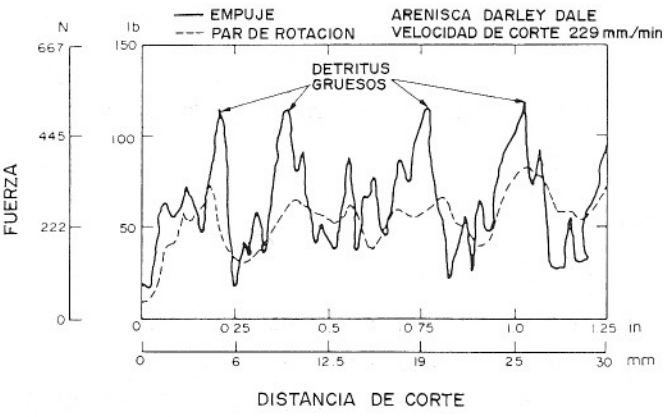


Figura 6.3. *Curvas de Desplazamiento - Fuerza de una boca de corte.*

La fuerza de corte es función de la geometría de la boca, la resistencia de la roca y la profundidad de corte. Esta fuerza se descompone en dos: una tangencial «N_t» y otra vertical «E», Fig. 6.4.

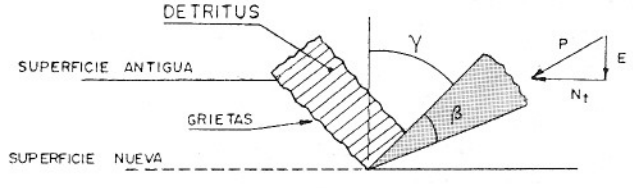


Figura 6.4. *Fuerzas que actúan sobre el útil de corte.*

La fuerza tangencial es la que vence el esfuerzo resistente de la roca frente a la rotación de la boca. El par «T_r», medido en el eje del elemento de perforación, es el producto de la fuerza tangencial por el radio de la boca. El par resistente sobre el área total de corte, suponiendo que sea una corona circular, viene dado por:

$$T_r = \frac{2}{3}\ \mu \times E\ \frac{r_0^3 - r_1^3}{r_0^2 - r_1^2}$$

donde:

T_r = Par resistente.
μ = Coeficiente de fricción de la roca.
E = Empuje sobre la boca.
r_o = Radio exterior de la boca.
r_1 = Radio interior de la boca.

Este par resistente es determinado por el mínimo par de la perforadora que permite penetrar la roca. Denominando «r_e» al radio efectivo de la boca, que se hace igual a

$$r_e = \frac{2}{3} \times \frac{r_0^3 - r_1^3}{r_0^2 - r_1^2}\ ,$$

la ecuación anterior se transforma en

$$T_r = \mu \times E \times r_e\ .$$

Se deduce que si «μ» es constante, el par es proporcional al empuje que se ejerce sobre el útil de corte. En la realidad, el coeficiente «μ» no es constante, ya que varía con el espesor de corte y con el propio empuje.

El índice que determina la penetración en la roca se obtiene por la relación entre la energía consumida por la perforadora y la energía específica de la roca. La energía total consumida por el equipo es «$2\pi N_r T_r$», siendo «N_r» la velocidad de rotación, por lo que se obtendrá:

$$VP = \frac{2 \times \pi \times N_r \times T_r}{E_v \times A_r} = \frac{\pi \times \mu \times E \times N_r \times r_e}{E_v \times A_r}\ ,$$

donde:

E_v = Energía específica de la roca.
A_r = Area de la sección transversal del barreno.

De esta relación se deduce que la velocidad de penetración para una roca dada y para un diámetro de perforación determinado es linealmente proporcional al empuje y a la velocidad de rotación, aunque en la práctica no es totalmente cierto, ya que como se ha indicado el coeficiente de fricción de la roca varía con el empuje. En la Fig. 6.5 se observa que existe un valor de empuje por debajo del cual no se consigue la velocidad de penetración teórica, sino un desgaste excesivo, y un valor límite que si se supera produce el agarrotamiento de la boca.

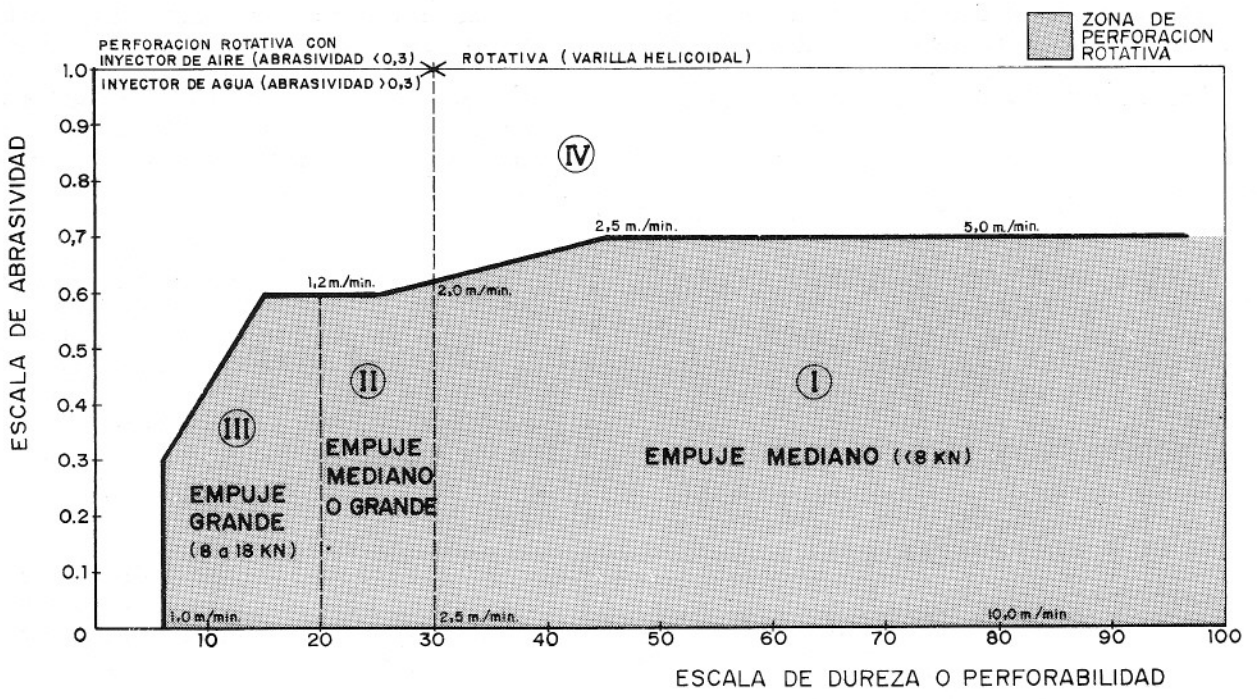


Figura 6.6. *Clasificación de las rocas según su perforabilidad y abrasividad (Eimco-Secoma).*

Zona I

Perforación rotativa con poco empuje.

- Empuje: 1 a 8 kN.
- Velocidad de rotación: 800 - 1.100 r/min.
- Perforación en seco.
- Tipos de roca: carbón, potasa, sal, yeso y fosfato blando.
- Utiles:

— Barrenas espirales.
— Bocas bilabiales.

$$\alpha = 110° - 125°$$
$$\beta = 75°$$
$$\gamma = 0° - 14°$$

- Velocidades de penetración = 3,5 a 5 m/min.
- Con aire húmedo las velocidades de penetración se multiplican por 1,5 y 2.

Zona II

- Empuje: 8 a 12 kN.
- Velocidad de rotación: 550 a 800 r/min.
- Perforación con inyección de aire húmedo.
- Tipos de roca: caliza y bauxitas blandas, minerales de hierro blandos.
- Bocas de corte:

$$\alpha = 125°$$
$$\beta = 75 - 80°$$
$$\gamma = 0° \text{ a } 2°$$

- Velocidad de penetración: 2 a 3,5 m/min.

Zona III

- Empuje: 12 a 18 kN.
- Velocidad de rotación: 300 a 550 r/min.
- Perforación con inyección de agua.
- Tipos de roca: bauxitas y calizas medias, esquistos sin cuarcitas, yesos duros y fosfatos duros.
- Bocas de corte:

$$\alpha = 125° - 140°$$
$$\beta = 80°$$
$$\gamma = -2° \text{ a } 6°$$

- Velocidades de penetración: 1 a 1,8 m/min.

La potencia de rotación, en HP, necesaria para hacer girar un trépano se calcula con la fórmula siguiente:

$$HP_r = 8{,}55 \times 10^{-9} \times D^2 \times N_r \times E^2$$

donde:

D = Diámetro (mm).
N_r = Velocidad de rotación (r/min).
E = Empuje (kN).

El par de rotación necesario se determina a partir de la expresión:

$$T_r = \frac{HP_r \times 7{,}14}{N_r}$$

donde:

T_r = Par de rotación (kN.m).

3. EVACUACION DEL DETRITO

El detrito de perforación se elimina con un fluido de barrido que puede ser aire, en los trabajos a cielo abierto, agua o aire húmedo en los trabajos de interior.

Las ventajas que reporta el empleo de aire con inyección de agua son las siguientes:

- Facilita la evacuación de detritus y aumenta la velocidad de avance.
- Refrigera las bocas de perforación y disminuye los desgastes.
- Evita el colmatado del barreno.
- Elimina el polvo, lo cual es importante en terrenos abrasivos.

Según Eimco-Secoma para la inyección de aire húmedo se necesita del orden de 1.000 a 1.500 l/min de aire y por cada perforadora unos 250 cm^3/min de agua.

En rocas muy blandas de 30 a 40 MPa puede emplearse varillaje helicoidal, de paso mayor cuanto más grande sea la velocidad de penetración, para evacuar el detrito, Fig. 6.7.

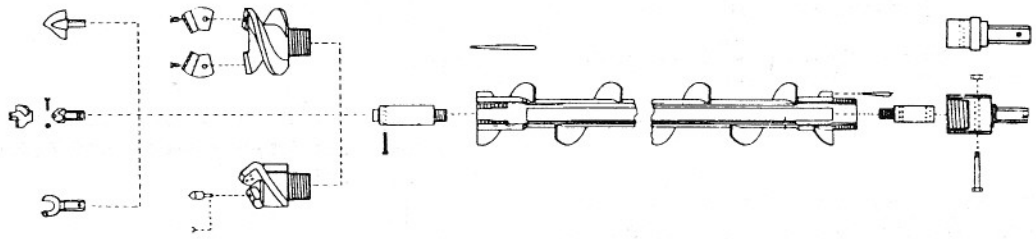


Fig. 6.7. *Varilla helicoidal y bocas de perforación con distintas configuraciones.*

En la Tabla 6.2 se indican, además de las velocidades típicas de penetración en diferentes tipos de rocas. el sistema de barrido que se emplea comúnmente en la perforación de barrenos.

Como puede observarse, para velocidades de penetración por debajo de 3 m/min el fluido del barrido suele ser el agua, mientras que por encima de esa velocidad se realiza en seco o con aire húmedo.

TABLA 6.2.

TIPO DE ROCA	VELOCIDAD DE PENETRACION (m/min)	SISTEMA DE BARRIDO
Yeso duro	1,5 - 2	Agua
Caliza, bauxita	1,5 - 2,5	Agua
Pizarra	1,5 - 3	Agua o en seco
Mineral de hierro blando	3 - 8	Aire húmedo o en seco
Yeso blando	3,5 - 6	Aire húmedo o en seco
Fosfato, carbón, sal, potasa	3,5 - 10	Aire húmedo o en seco

4. UTILES DE CORTE

La eficiencia de corte de un útil depende en gran medida del diseño del mismo, de acuerdo con el tipo de roca que se desea perforar. Fig. 6.8.

El ángulo de ataque «α» varía generalmente entre 110° y 140°, siendo tanto más obtuso cuanto más dura es la roca a perforar, pues de lo contrario se produciría el astillamiento del metal duro. En ocasiones se llega a diseños con contornos redondeados.

El ángulo del labio de corte «β» varía entre 75° y 80° y el ángulo de corte «γ» entre −6° y 14°, siendo positivo en rocas blandas y negativo en rocas duras.

Por último, el ángulo de desahogo vale $\delta = 90° - \beta = \gamma$.

Un punto de la boca de corte situado a una distancia «r», describe una hélice cuyo ángulo es:

$$\omega = \text{arctg}\left(\frac{p}{2\pi r}\right)$$

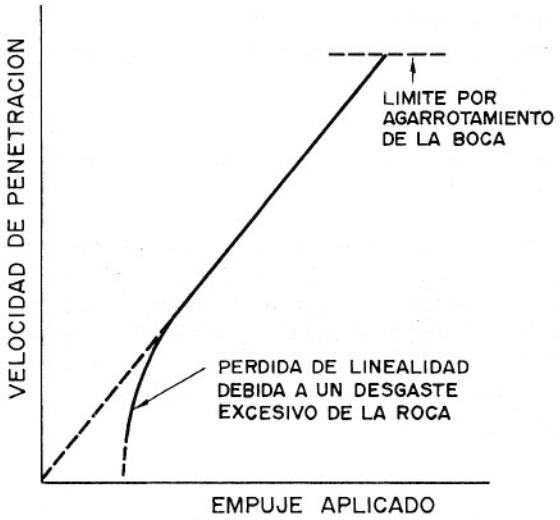


Figura 6.5. *Relación entre el empuje y la velocidad de penetración (Fish y Baker, 1956).*

La velocidad de rotación está limitada por el creciente desgaste que sufren las bocas al aumentar el número de revoluciones. Además de la propia abrasividad de las rocas, es necesario tener en cuenta que los desgastes aumentan conforme se aplica un empuje mayor y las fuerzas de rozamiento entre la roca y la boca se hacen más grandes.

En la Tabla 6.1 se dan los empujes y velocidades de rotación recomendados en función del diámetro de los barrenos y resistencia a compresión de la roca.

Como límites prácticos de la perforación rotativa pueden fijarse dos: la resistencia a la compresión de las rocas, que debe ser menor de 80 MPa, y el contenido en sílice, que debe ser inferior al 8%, pues de lo contrario los desgastes serán antieconómicos.

Eimco-Secoma ha desarrollado un ensayo para medir la perforabilidad y abrasividad de las rocas. Consiste en efectuar sobre una muestra de roca un taladro con un empuje y una velocidad de rotación constantes, la boca es de carburo de tungsteno y el barrido con agua.

Se obtiene una curva de penetración-tiempo, y a partir de ésta el índice de perforabilidad o dureza expresada en 1/10 mm de avance y midiendo el desgaste sufrido por el útil calibrado durante 30 segundos se determina la abrasividad en décimas de mm de desgaste del borde.

Las rocas se clasifican, en función de los dos parámetros, en cuatro grupos o zonas que permiten definir los métodos de perforación más adecuados. Fig. 6.6.

Zona I

Zona de dureza muy débil y de poca abrasividad. Dominio de la perforación rotativa en seco, presión pequeña.

Zona II

Zona de dureza débil y poca abrasividad. Dominio de la perforación rotativa en seco, o con inyección de aire a presión media.

Zona III

Zona de dureza media y poca abrasividad. Dominio de la perforación rotativa, empujes grandes con inyección de agua a alta presión. El empuje sobre la barrena puede llegar hasta 20 kN.

Zona IV

Zona de gran dureza y alta abrasividad. Dominio de la roto-percusión hidráulica.

Los parámetros de perforación que corresponden a cada zona, para unos diámetros de perforación comprendidos entre 30 y 51 mm, son según Secoma los siguientes:

TABLA 6.1

RESISTENCIA A COMPRESION (MPa)	EMPUJE UNITARIO (N/mm)	DIAMETRO DEL BARRENO (mm)	VELOCIDAD DE GIRO (r/min)
< 30	< 140	< 50	> 800
		> 75	> 100
30 - 50	140 - 210	< 50	600 - 800
		> 75	70 - 100
> 50	> 210	< 50	< 600
		> 75	< 70

siendo «p» el avance de la boca en cada giro completo.

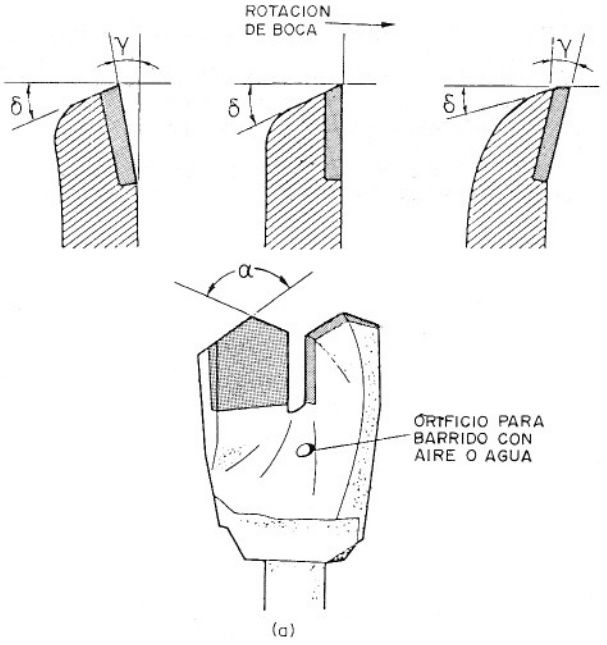


Figura 6.8. *Angulos característicos de un útil de corte (Fish y Barker, 1956).*

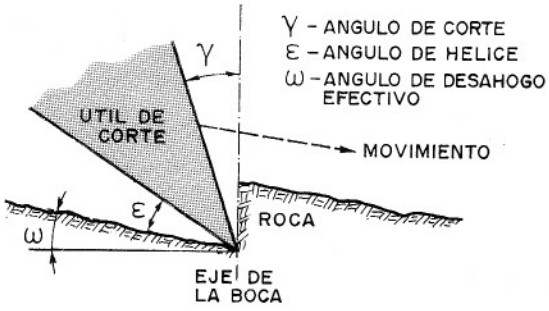


Fig. 6.9. *Trayectoria de un punto de la boca (Fairhurst, 1964).*

Debido al movimiento de la boca a lo largo de la hélice el ángulo de desahogo efectivo es menor:

$$\varepsilon = \delta - \omega$$

En puntos próximos al centro de la boca ese ángulo efectivo es cero, ya que en esas zonas el útil comprime a la roca, de ahí que en la mayoría de los diseños exista un espacio libre en la parte central que permite conseguir mayores velocidades.

A finales de los años 70 la General Electric fabricó los primeros «Diamantes Compactos Policristalinos-PDC», obtenidos a partir de una masa de partículas muy finas de diamante sinterizadas bajo presiones extremas, y en forma de plaquitas que se montan sobre unas bases de carburo de tungsteno cementado formadas a altas presiones y temperaturas. El material compuesto resultante posee una resistencia a la abrasión excepcional con una alta resistencia del carburo de tungsteno a los impactos.

Los diamantes actuales son estables térmicamente hasta los 1200 °C en ambientes no oxidantes y están disponibles en tamaños desde los 0,005 hasta 0,18 g (0,025 a 0,9 quilates) con formas de prismas triangulares, paralelepípedos y cilindros.

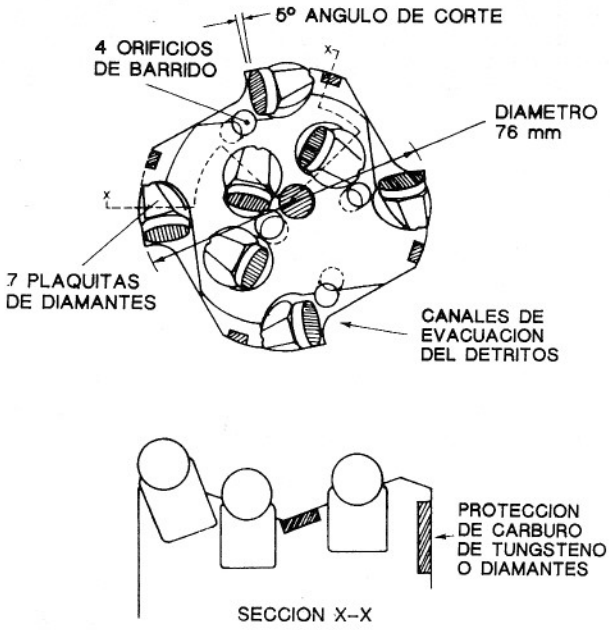


Fig. 6.10. *Boca de perforación con plaquitas de diamante.*

Además de utilizarse en trabajos de exploración en sondeos, las bocas de diamantes se usan en minería subterránea de carbón, potasa, sales y yesos para perforar barrenos de pequeño diámetro, en el rango de 35 mm a 110 mm.

En muchos casos las velocidades de penetración obtenidas y las vidas de estas bocas son bastante superiores a las convencionales.

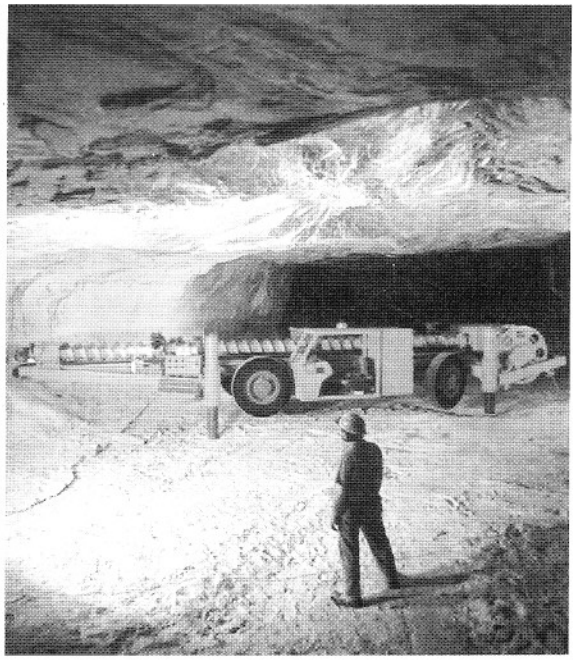


Foto1. *Equipo de perforación rotativa con varillaje helicoidal en una mina de potasa.*

BIBLIOGRAFIA

— ATKINS, B. C.: «Drilling Application Successes Using Stratapax Blank Bits in Mining and Construction». Australian Drilling Association Symposium, 1982.
— BERNAOLA, J.: «Perforación Rotativa». II Seminario de Ingeniería de Arranque de Rocas con Explosivos en Proyectos Subterráneos. Fundación Gómez-Pardo, 1987.
— MORALES, V.: «La Selección y el Funcionamiento de los Triconos». Canteras y Explotaciones. Septiembre, 1984.
— ROBERTS, A.: «Applied Geotechnology». Pergamon Press, 1981.
— RODRIGUEZ, L.: «Perforación Hidráulica Rotativa en Proyectos Subterráneos». I Seminario de Ingeniería de Arranque de Rocas con Explosivos en Proyectos Subterráneos. Fundación Gómez-Pardo, 1986.
— TANDANAND, S.: «Principles of Drilling». Mining Engineering Handbook. SME. 1973.

METODOS DE PERFORACION Y SISTEMAS DE MONTAJE ESPECIALES

1. INTRODUCCION

Además de los equipos estándar de perforación, existen en el mercado unidades y sistemas de montaje destinados a aplicaciones especiales o muy concretas.

Entre esos trabajos cabe citar: la perforación de macizos rocosos con recubrimiento de materiales no consolidados y/o lámina de agua, los equipos de perforación de pozos y chimeneas, la perforación térmica, la perforación con chorro de agua, etc.

2. PERFORACION A TRAVES DE RECUBRIMIENTO

Estos métodos de perforación fueron desarrollados para resolver los problemas que se presentaban al atravesar terrenos pedregosos, macizos poco consolidados o alterados, recubrimientos, etc., que exigían la entubación continua de los barrenos para conseguir su estabilidad.

Algunas de las aplicaciones que actualmente tienen estos sistemas son:

— Perforación para voladuras submarinas.
— Perforación para voladuras de macizos con recubrimiento sin retirada previa de éste.
— Anclajes.
— Cimentaciones.
— Pozos de agua.
— Sondeos de investigación, etc.

Los recubrimientos pueden estar formados por lechos naturales de arcillas, arenas, gravas, etc., así como por rellenos de materiales compactados o no, escolleras, pedraplenes, etc.

La perforación puede realizarse, como se verá a continuación, con martillo en cabeza o martillo en fondo y consiste en atravesar el recubrimiento al mismo tiempo que se lleva a cabo la entubación, para proseguir después el barrenado en la roca compacta.

Una característica importante de estas técnicas es que el barrido debe ser muy eficaz, pudiendo realizarse a través de un adaptador o espiga con circulación central de fluido, o por medio de una cabeza de barrido independiente o lateral, en cuyo caso la presión del fluido debe ser mayor.

Los dos métodos desarrollados se conocen por OD y ODEX.

2.1. Método OD

En este caso la entubación se realiza por percusión y rotación utilizando para ello un tubo exterior de revestimiento cuyo extremo inferior monta una corona de carburo de tungsteno. Interiormente, se dispone de un varillaje convencional cuya prolongación se lleva a cabo con manguitos independientes de los de los tubos. Tanto los tubos como el varillaje se conectan al martillo mediante un adaptador de culata especial que transfiere la rotación y la percusión a ambos. Fig. 7.1.

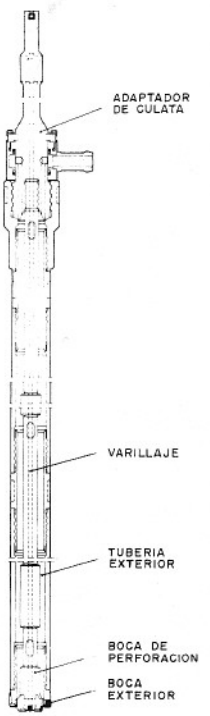


Figura 7.1. *Método OD (Atlas Copco).*

Las operaciones básicas de aplicación del sistema son:

— La tubería de revestimiento con o sin el varillaje interior atraviesan simultáneamente el recubrimiento.
— La corona externa avanza unos centímetros cuando se alcanza el substrato rocoso.
— Se perfora con el varillaje interior, siempre que en el transcurso de dicha operación no se atraviesen niveles descompuestos o arenosos, en cuyo caso se descendería al mismo tiempo la tubería exterior.
— Se extrae el varillaje extensible.
— Se introduce la tubería de plástico para la carga del explosivo.
— Se extrae la tubería de revestimiento.

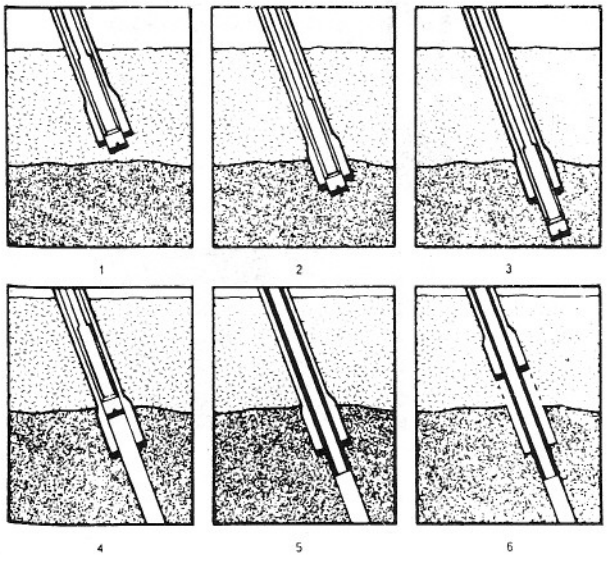


Figura 7.2. *Operaciones en el sistema OD.*

Como entre la tubería exterior y las paredes de los taladros existe un rozamiento que aumenta con la profundidad, las perforadoras utilizadas deben disponer de un elevado par de rotación.

Para el barrido de los barrenos, normalmente, se emplea agua y también aire comprimido con o sin espumante. Si la evacuación de los detritus lo exige, el barrido central puede complementarse con un barrido lateral.

2.2. Método ODEX (Overburden Drilling with the Eccentric)

En este método la entubación se efectúa gracias a las vibraciones de la perforadora y al propio peso de la tubería.

El equipo consiste en una boca escariadora excéntrica que ejecuta un taladro de un calibre mayor que el del tubo exterior que desciende a medida que avanza la perforación. Una vez alcanzada la profundidad prevista, la sarta gira en sentido contrario, de modo que la boca escariadora se vuelve concéntrica perdiendo diámetro, pudiendo así extraerse por el interior de la tubería de revestimiento. A continuación, se introduce el varillaje convencional y se continúa la perforación.

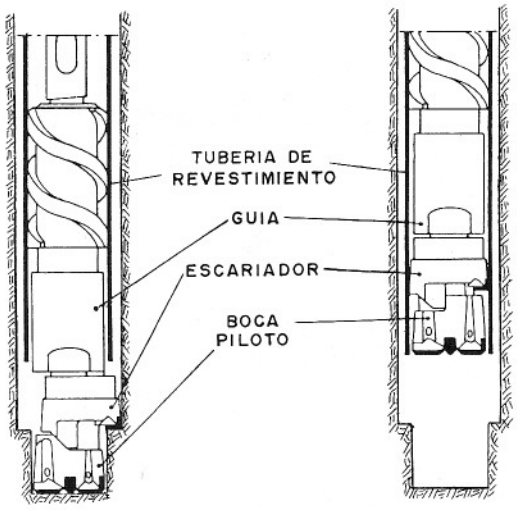


Figura 7.3. *Método ODEX (Atlas Copco).*

Los martillos rotopercutivos utilizados pueden ser de cabeza o de fondo. Si se emplea el de cabeza, la percusión se transmite a la tubería de revestimiento por medio de un cabezal de golpeo que la hace girar y vibrar. En este caso el barrido puede ser central o lateral.

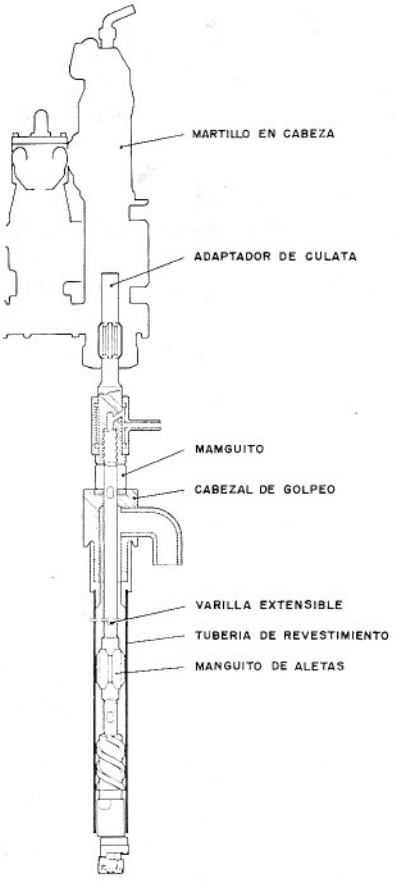


Figura 7.4. *Método ODEX con martillo en cabeza (Atlas Copco).*

Si se aplica el martillo en fondo, esta unidad dispone de un acoplamiento para transmitir la vibración al varillaje y el barrido se efectúa a través de la cabeza de rotación. Fig. 7.5.

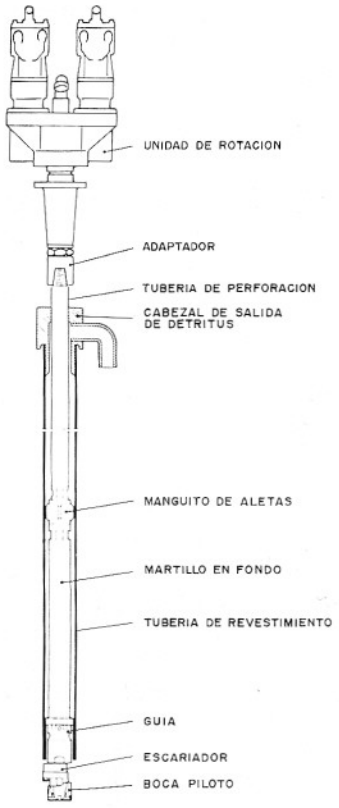


Figura 7.5. *Método ODEX con martillo en fondo (Atlas Copco).*

En ambos métodos el detrito asciende por el anillo circular que queda entre la tubería y el varillaje, saliendo por los cabezales.

Como fluido de barrido puede emplearse el aire hasta una profundidad de unos 20 m, a partir de la cual se recomienda la adición de un espumante que permite aumentar la eficiencia del barrido, la estabilidad de las paredes, reducir los desgastes e incrementar la velocidad de perforación.

Este método presenta numerosas ventajas, aunque algunos aspectos críticos a estudiar son las dimensiones de los tubos de revestimiento, el barrido y el sistema de perforación.

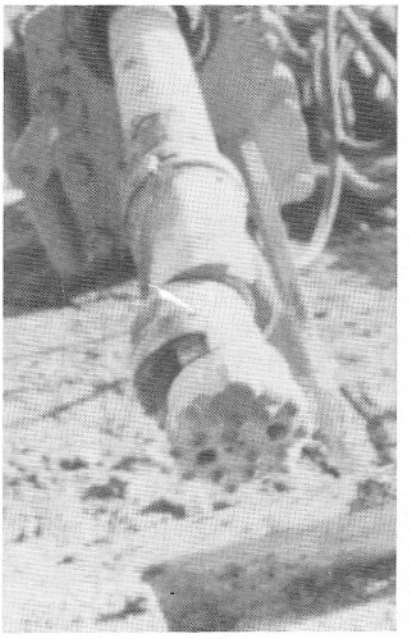


Foto 7.1. *Boca de Perforación ODEX.*

En lo relativo a la selección del equipo a utilizar, ésta dependerá fundamentalmente de la profundidad de los barrenos. En la Tabla 7.1, se da una primera guía de selección para ambos métodos de perforación.

TABLA 7.1.

CARACTERISTICAS	PERFORADORAS CON MARTILLO EN FONDO					PERFORADORAS CON MARTILLO EN CABEZA		
	ODEX 90	ODEX 115	ODEX 140	ODEX 165	ODEX 215	ODEX 76	ODEX 127	OD 72
Diámetro interior mínimo (mm)	90	115	140	165	215	76	127	72
Diámetro del barreno escariado (mm)	123	152	187	212	278	96	162	108
Profundidad máxima en recubrimiento (m)	60	100	100	100	100	40	40	40
Equipo interior	3" DTH	4" DTH	5" DTH	6" DTH	7-8" DTH	R38	R38	R38
Tubo de revestimiento	Rosca soldada	Rosca soldada	Soldado	Soldado	Soldado	Rosca soldada	Rosca soldada	Soldado

* ODEX 90 a 1,2 MPa
ODEX 115-2,15 a 1,8 MPa

Por otro lado, en cuanto a las aplicaciones de estos métodos de perforación, además de la descrita para barrenos de voladura, en la Tabla 7.2 se indican otras posibilidades.

TABLA 7.2

	ODEX							OD
	90`	115	140	165	215	76	127	72
Pozos de agua	O	X	X	X	X			
Terraplenado de carreteras	O	O	O	O	O	O	O	X
Perforación submarina						O	O	X
Perforación de barrenos	O	O				X		X
Anclajes	X	X				X		X
Inyecciones	X	X				X	O	X
Prospecciones	X	X				X	O	X

X Adecuado.
O Puede usarse.

3. PERFORACION DE POZOS

Para la excavación de pozos de gran longitud y sección, se utilizan estructuras metálicas o jumbos de accionamiento neumático o hidráulico que van equipados con 3 ó 4 brazos e igual número de deslizaderas y perforadoras.

Durante el trabajo estos conjuntos se apoyan en el fondo del pozo y se anclan a los hastiales con unos cilíndros hidráulicos horizontales. La columna soporte central puede girar 360°, y los brazos que son semejantes a los de los jumbos de túneles, pueden variar su inclinación con respecto a la vertical y alargarse si son telescópicos.

Una vez perforada y cargada cada pega, el conjunto se pliega y eleva hasta una posición segura, pasando a continuación a la operación de desescombro con cucharas bivalva o retros hidráulicas y cubas, tal como se representa en la Fig. 7.6.

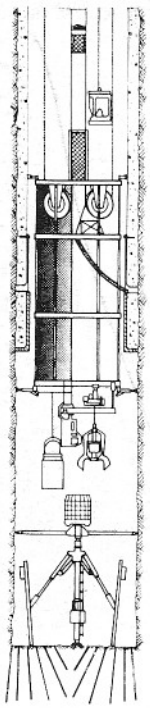


Figura 7.6. *Equipo completo de excavación de pozos.*

También, existen diseños de plataformas para el ensanche de pozos.

4. PERFORACION DE CHIMENEAS

4.1. Plataforma trepadora Alimak

Este método de excavación de chimeneas y piqueras se introdujo en 1957, y desde entonces debido a su flexibilidad, economía y velocidad se ha convertido en uno de los más usados del mundo, sobre todo en aquellos casos donde no existe ningún nivel de acceso superior.

Estos equipos están constituidos por una jaula, la plataforma de trabajo, los motores de accionamiento, el carril guía y los elementos auxiliares.

En la Fig. 7.7 se representa un ciclo de trabajo completo.

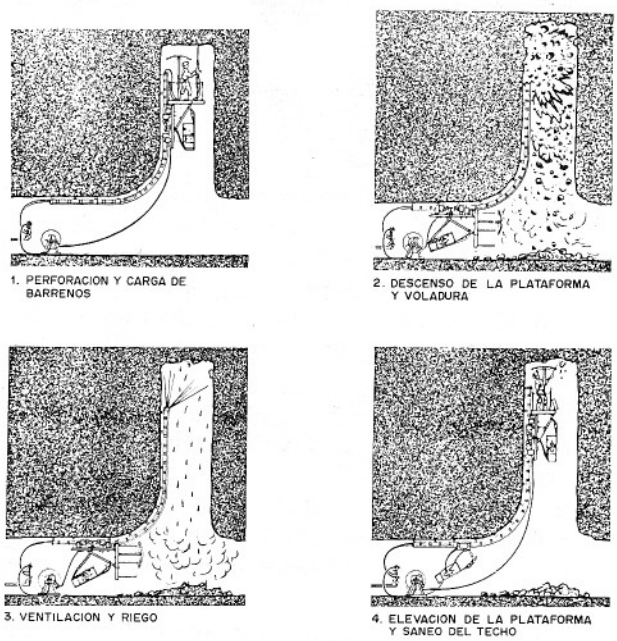


Figura 7.7. *Ciclo de trabajo con plataforma Alimak.*

La elevación de la plataforma se realiza a través de un carril guía curvado empleando motores de aire comprimido, eléctricos o diesel. La fijación del carril a la roca se lleva a cabo con bulones de anclaje, y tanto las tuberías de aire como de agua necesarias para la perforación, ventilación y el riego se sitúan en el lado interno del carril guía para su protección.

Durante el trabajo los perforistas se encuentran sobre una plataforma segura, ya que disponen de una cubierta y una barandilla de protección, y para el transporte del personal y materiales se utiliza la jaula que se encuentra debajo de la plataforma.

En un relevo dos perforistas pueden avanzar de 2,2 a 3 m. Los accionamientos de aire comprimido son adecuados para longitudes inferiores a los 200 m, los eléctricos hasta 800 m y a partir de esas distancias se recomiendan los motores diesel.

Las principales ventajas de estos equipos son:

— Pueden usarse para chimeneas de pequeña o gran longitud y con cualquier inclinación.

— Las diferentes secciones y geometrías de las chimeneas pueden conseguirse cambiando las plataformas. Siendo posible excavar secciones desde 3 m^2 hasta 30 m^2. Fig. 7.8.

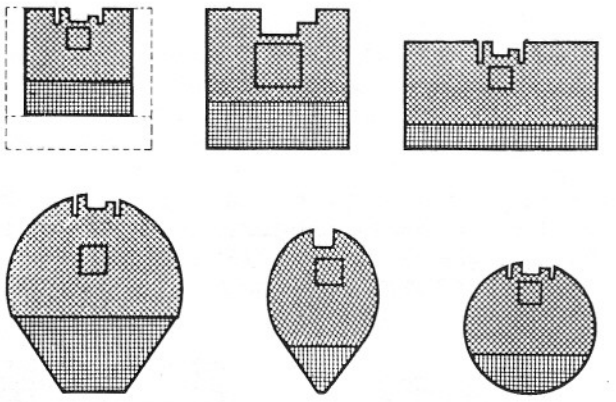


Figura 7.8. *Diferentes configuraciones de plataformas.*

— Es posible en una misma obra cambiar la dirección e inclinación de las chimeneas mediante el uso de carriles curvos.

— La longitud de las excavaciones puede ser prácticamente ilimitada. La chimenea más larga efectuada hasta la actualidad tiene 1.040 m y una inclinación de 45°.

— Puede emplearse como equipo de producción en algunos yacimientos aplicando el método «Alimak Raise Mining». Fig. 7.9.

— En el ensanchamiento de chimeneas pilotos para la excavación de pozos de gran sección puede complementarse con unidades de perforación horizontal.

— El equipo básico es posible emplearlo en la apertura de varias chimeneas simultáneamente.

— En terrenos malos las plataformas pueden utilizarse para realizar el sostenimiento con bulonaje, inyección, etc.

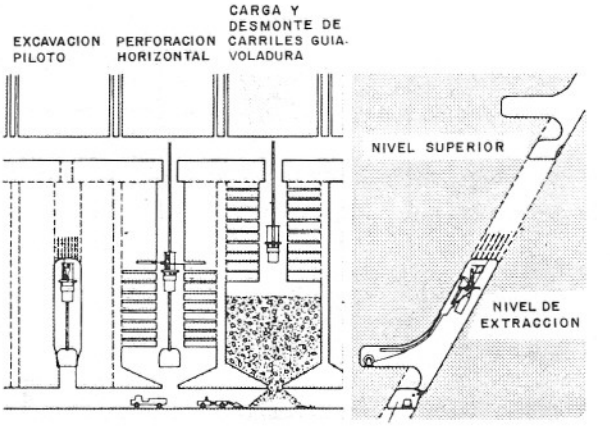


Figura 7.9. *Método de explotación de yacimientos estrechos e inclinados.*

— La inversión es menor que con el sistema Raise Borer.

— Requiere mano de obra no demasiado especializada.

— La preparación inicial del área de trabajo es muy reducida.

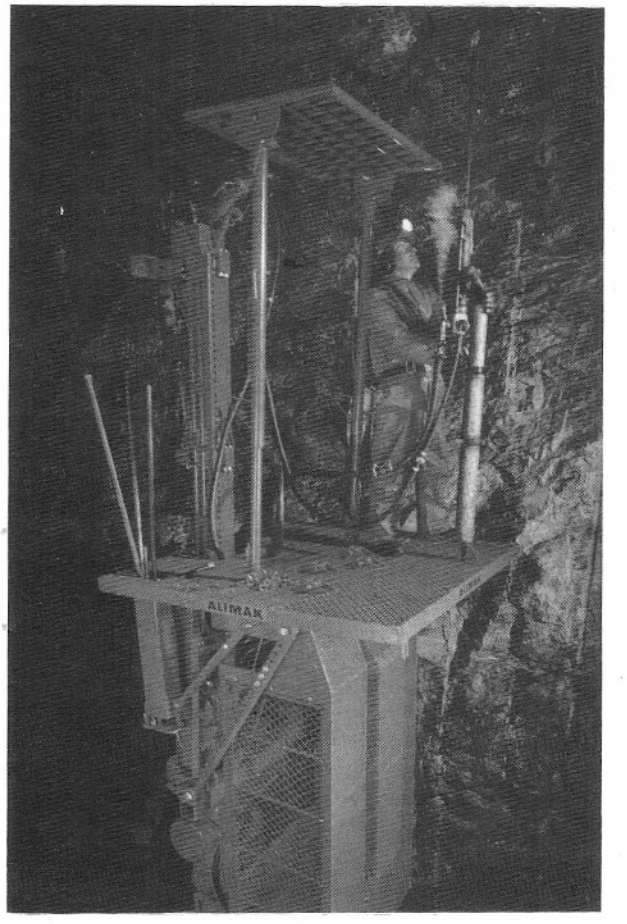


Foto 7.2. *Plataforma Alimak.*

Por el contrario, algunos inconvenientes que presenta son:

— El ambiente de trabajo es de escasa calidad.

— La rugosidad de las paredes es grande, lo cual constituye un inconveniente en las chimeneas de ventilación y una ventaja en las piqueras de paso de mineral.

— El estado del macizo remanente es peor que el conseguido con el método Raise Boring.

4.2. Jaula Jora

Esta máquina es fabricada por Atlas Copco y se aplica también a la excavación de chimeneas y piqueras, tanto verticales como inclinadas. La diferencia básica con el equipo anterior es que se precisa la realización de un barreno piloto de un diámetro entre 75 y 100 mm por donde penetra el cable de elevación. Los principales componentes son la plataforma de trabajo, la jaula de transporte, el mecanismo de elevación y en chimeneas inclinadas el carril guía. Fig. 7.10.

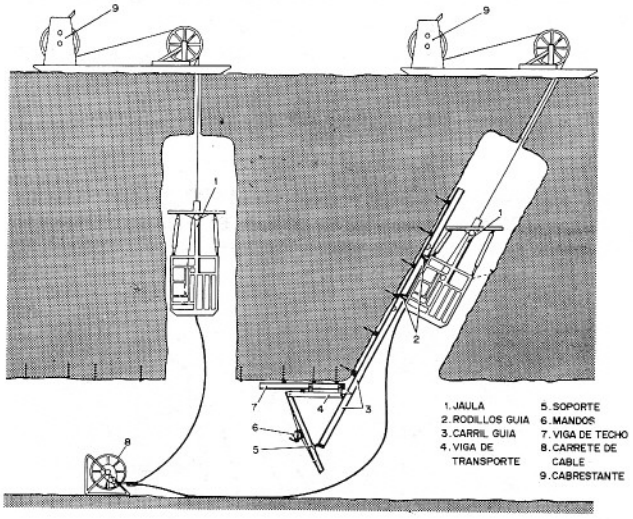


Figura 7.10. *Jaula Jora en chimenea vertical e inclinada (Atlas Copco).*

Durante la perforación, la plataforma se fija a los hastiales de la excavación mediante un sistema de brazos telescópicos. El principal inconveniente de este método, frente al anterior, es la perforación del barreno piloto, pues del control de su desviación dependerá la longitud de la chimenea. El campo de aplicación práctico y económico se encuentra entre los 30 y 100 m.

En cada pega es necesario desenganchar la jaula del cable de elevación, pues de lo contrario éste último se dañaría durante las voladuras. El barreno central presenta las ventajas de servir de hueco de expansión en los cueles paralelos, con los que se consiguen avances por disparo de unos 3 a 4 m, y de entrada de aire fresco.

4.3. Método Raise Boring

Este método, que en los últimos 20 años se ha difundido extraordinariamente, consiste en el corte o escariado de la roca por un equipo mecánico.

Las ventajas que presenta son:

— Alta seguridad del personal y buenas condiciones de trabajo.

— Productividad más elevada que con los métodos convencionales de arranque con explosivos.

— Perfil liso de las paredes, con pérdidas por fricción del aire mínimas en los circuitos de ventilación.

— Sobreexcavación inexistente.

— Rendimiento del avance elevado.

— Posibilidad de realizar excavaciones inclinadas, aunque es más adecuado para chimeneas verticales.

Los inconvenientes más importantes son:

— Inversión muy elevada.

— Coste de excavación por metro lineal alto.

— Poca flexibilidad al ser las dimensiones y formas de las chimeneas fijas y no ser posible cambiar de dirección.

— Dificultades en rocas en malas condiciones.

— Requiere personal especializado y una preparación previa del lugar de trabajo.

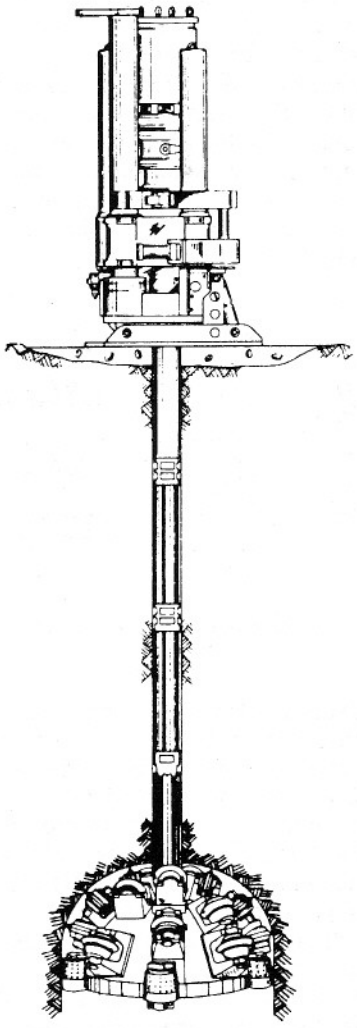


Figura 7.11. *Perforación de una chimenea con Raise Boring Estándar.*

Actualmente, operan en el mundo más de 300 unidades, pudiendo distinguirse los siguientes subsistemas de Raise Boring: estándar, reversible y para huecos ciegos.

a) **Raise Boring estándar**

Es el más utilizado y consiste en colocar el equipo en la parte superior de una planta o nivel, o incluso en el exterior de la mina, para desde ese punto realizar un barreno piloto descendente que cala en un hueco abierto previamente. A continuación, en el interior se acopla la cabeza escariadora realizando la perforación de la chimenea en sentido ascendente.

b) **Raise Boring Reversible**

Se realizan las mismas operaciones que en el caso anterior con la diferencia de colocar el equipo en un nivel inferior, e invirtiendo los modos de ejecución del barreno piloto y chimenea que son ascendentes y descendentes respectivamente.

c) **Raise Boring para huecos ciegos**

Una vez colocado el equipo en una planta inferior, se realiza la excavación en sentido ascendente a plena sección, sin perforar barrenos pilotos.

Los elementos básicos para realizar el trabajo, además del equipo en sí que ejerce la rotación y el empuje desde su punto de instalación, son para el barreno piloto, el tricono, los estabilizadores de rodillos y las barras de perforación; y para la ejecución del escariado, el eje, la base, los cortadores y los alojamientos de éstos. Fig. 7.12.

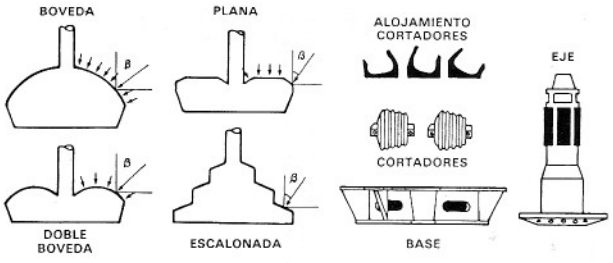


Figura 7.12. *Componentes del equipo de escariado.*

Las cabezas pueden ser según su diseño: integrales, segmentadas y extensibles. Las primeras se utilizan para diámetros desde 1 a 3 m con barrenos pilotos de 200 a 250 mm, las segmentadas para diámetros de chimeneas entre 1,5 y 3 m y los mismos taladros pilotos que las anteriores, y por último las cabezas extensibles para secciones desde 2 hasta 6,3 m con barrenos pilotos que llegan hasta los 350 mm.

La estructura de corte varía según el tipo de roca en el que se vaya a emplear y su resistencia a la compresión. Los cortadores para roca blanda tienen menor número de insertos que los de roca media o dura. Además, estos insertos son más largos y afilados que los que tendría un cortador para roca dura y abrasiva. Así se incrementa la velocidad de perforación y se reduce el desgaste.

Existen dos tipos distintos de cortadores que se sitúan en la cabeza de escariado diametralmente opuestos, figura 7.13, obteniéndose mayores tamaños de los fragmentos y mayor velocidad de perforación.

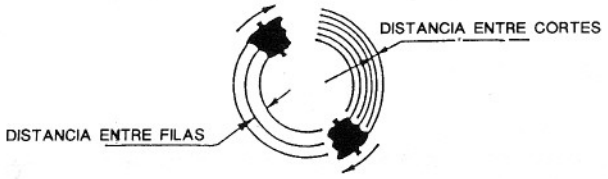


Figura 7.13. *Acción de dos cortadores diametralmente opuestos.*

También la inclinación de los cortadores en la cabeza del escariado es distinta según la posición que ocupen en la misma. Un ángulo de hasta 33° respecto a la horizontal facilita que los cortadores del contorno mantengan mejor el diámetro de escariado, evitándose el desgaste de la cabeza. Ese ángulo puede disminuir hasta 5° en los cortadores interiores e incluso llegar a ser 20° negativo en los centrales para minimizar así las desviaciones.

Los soportes de los cortadores van soldados o atornillados al cuerpo de la cabeza y colocados en círculos concéntricos a igual distancia o nivel con mayor número de cortadores en la periferia, donde el volumen de roca excavada será mayor que en el centro.

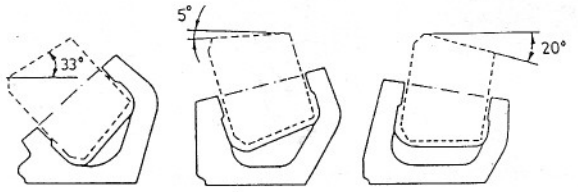


Figura 7.14. *Inclinaciones de los cortadores en la cabeza de escariado*

Las potencias de los equipos pueden ser superiores a los 600 kW con velocidades de giro, pares de rotación y empujes sobre la roca cuyos valores oscilan entre: 15 y 30 r/min, 150 y 820 kNm y 4 y 12,5 MN respectivamente.

5. PERFORACION TERMICA (JET PIERCING)

El origen de este método se remonta a 1927, cuando Stores lo intentó aplicar en Alemania en una mina con vetas de cuarzo. En la década de los años 30 se llevaron a cabo experiencias en los yacimientos de taconitas en la zona de Mesabi, y fue después de 1947 cuando con el empleo de quemadores con diseño especial se consiguió realizar una perforación eficiente y con altos rendimientos, basada en la decrepitación de la roca en

lugar de su fusión, gracias a los rápidos cambios de temperatura producidos por el vapor de agua y los gases de combustión, que a su vez sirven para evacuar los detritus producidos.

Actualmente, este método ha perdido campo de aplicación frente a las grandes perforadoras rotativas, quedando su empleo reducido al corte de rocas ornamentales.

5.1. Proceso de perforación térmica

El proceso de penetración depende de una característica de las rocas que se denomina decrepitabilidad (Spallability) y que se basa en la diferente capacidad de dilatación con la temperatura de los cristales constituyentes de las rocas.

Las propiedades que afectan a la decrepitabilidad de las rocas son muy complejas, pero puede establecerse la siguiente relación:

$$\text{Decrepitabilidad} \propto \frac{\text{Difusión térmica} \times \text{Coeficiente de dilatación (a To)} \times \text{Tamaño de grano}}{\text{Resistencia a la compresión (a To)}}$$

«To» es la temperatura crítica a la cual la roca pasa a ser plástica.

Según la ecuación anterior, las rocas serán más fácilmente perforables con este método cuando:

— Exista una alta dilatación térmica por debajo de 700°C.

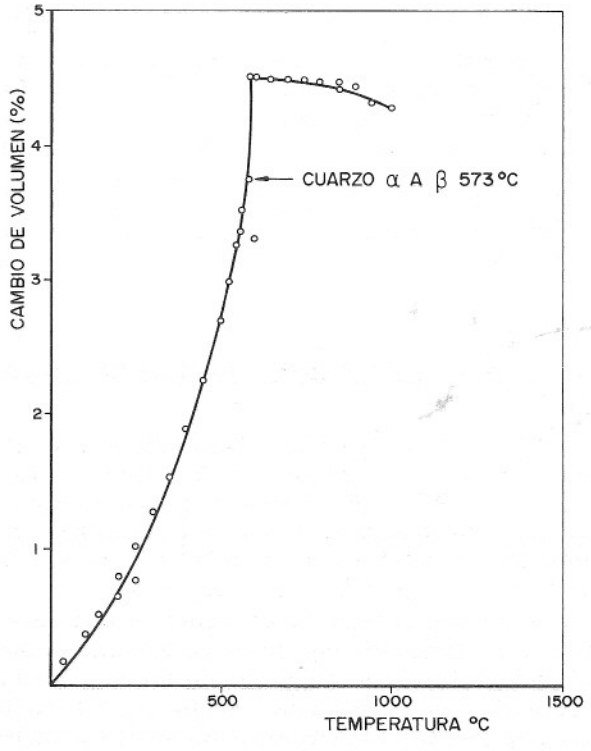


Figura 7.15. *Dilatación térmica volumétrica del cuarzo (Dane, 1942).*

— Alta difusividad térmica a temperaturas inferiores a los 400°C.

— Estructura intergranular homogénea sin productos de alteración, arcillas, caolines, micas, etc.

— Reducido porcentaje de minerales blandos de baja temperatura de fusión o descomposición.

Un ejemplo de rocas que tienen una buena aptitud a la decrepitabilidad son: las taconitas, las cuarcitas, los granitos, las riolitas, las areniscas duras y las diabasas. En general, cuanto más alto es el contenido de cuarzo mejor decrepita la roca, ya que además de poseer grandes coeficientes de dilatación lineal y volumétrica tienen un cambio de cristalización a 573°C. Fig. 7.15.

Las rocas con un contenido en cuarzo mayor del 30% decrepitan bien, así como aquellas en las que en su composición existe cierta cantidad de agua.

El equipo básico o quemador consiste en una cámara de combustión, Fig. 7.16, donde se atomiza el combustible (gas-oil) que se mezcla con el oxígeno al ser alimentados bajo presión. El inyector incrementa la velocidad de salida de los gases de combustión. La temperatura de la llama puede llegar en el extremo del quemador a los 3.000°C cuando se inyecta oxígeno y a los 2.000°C si es aire comprimido. El agua de refrigeración alrededor del quemador evita su fusión y ayuda en su escape como vapor a aumentar los gases y la presión de evacuación de los detritus.

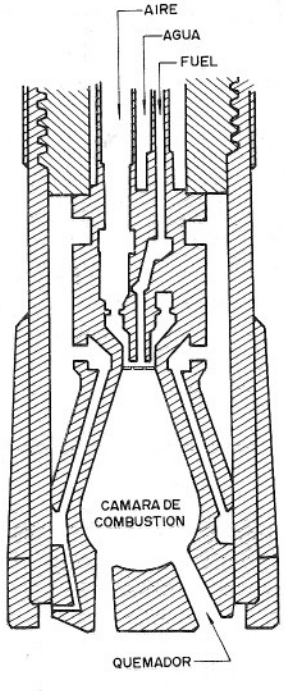


Figura 7.16. *Sección de un quemador.*

Con oxígeno no se precisa presión especial, pero sí con el aire comprimido que se emplea a 0,7 MPa. En la Fig. 7.17, se indican las velocidades medias de penetración en función del caudal, presión y diámetro del barreno.

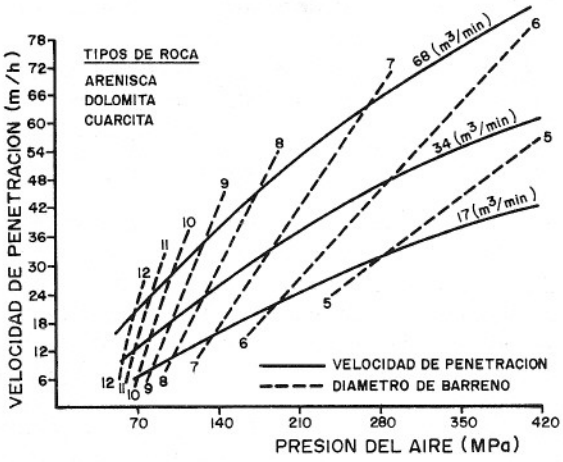


Figura 7.17. *Velocidades de penetración con quemadores de aire comprimido.*

Las velocidades normales oscilan entre 3 y 12 m/h, pudiendo llegar en casos favorables a los 20 m/h.

5.2. Aplicaciones

Las aplicaciones más importantes de este método son:

A. **Ensanchamiento de barrenos**

Este procedimiento presenta las siguientes ventajas:

— Menor volumen de roca perforado por unidad arrancada.

— La configuración de la columna de explosivo es mejor al aproximarse a l/D = 20 y generar así mayores tensiones. El consumo específico para una fragmentación dada es menor.

— Se consigue una mejor rotura al nivel del pie de banco, reduciendo la sobreperforación.

— El volumen de retacado disminuye y el confinamiento de los gases de explosión es más efectivo, reduciéndose además el tiempo necesario para dicha operación.

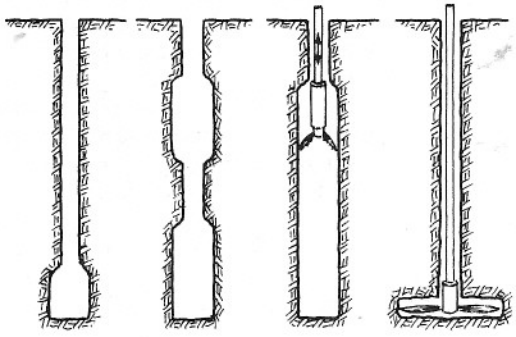


Figura 7.18. *Ensanchamiento de barrenos.*

— El perfil de la pila de escombro es más adecuado a la forma de trabajo de las excavadoras de cables.

B. **Corte de rocas**

Se utiliza en canteras de granito ornamental en la fase primaria de independización de bloques del macizo rocoso, abriendo rozas o canales transversales a los bancos de explotación de una anchura de 60 a 80 mm y una profundidad que puede llegar a los 10 m.

En cuanto a los sistemas de montaje, al igual que con los equipos rotopercutivos, estas unidades pueden ser de tres tipos: manuales, sobre chasis remolcables y automotrices.

Las principales ventajas de la perforación térmica son:

— Posibilidad de perforar formaciones muy duras y abrasivas.

— Facilidad para ensanchar los barrenos.

— Eliminación parcial del arranque convencional con explosivos en rocas ornamentales.

— Altas velocidades de perforación en rocas que decrepitan bien.

Por el contrario, los inconvenientes que presenta son:

— Las máquinas comparables a las grandes perforadoras rotativas son caras.

— El coste de la energía es muy alto.

— Elevado nivel de ruido y poco control sobre el polvo producido.

La distribución porcentual de los costes, de acuerdo con el Surface Mining, es la siguiente:

	%
— Oxígeno	31,0
— Mano de obra	14,4
— Concesión de patente	11,0
— Gas-oil	10,0
— Escariadores	10,3
— Energía	1,3
— Mantenimiento	18,0
— Agua	4,0

6. PERFORACION CON CHORRO DE AGUA

Esta tecnología ha tenido un desarrollo espectacular durante la última década, ligado a la puesta a punto de equipos hidráulicos de potencia adecuada, robustos y fiables. Actualmente, en minería se utilizan en el corte de rocas ornamentales y en la perforación de barrenos para bulonaje en diámetros de 24 y 32 mm.

Los equipos constan básicamente de una central hidráulica accionada por un motor eléctrico, y acoplada a una bomba hidráulica de alta presión, que a su vez acciona un multiplicador de presión, constituido por un pistón de doble efecto y movimiento alternativo, capaz de realizar entre 60 y 80 ciclos por minuto. El efecto multiplicador se consigue por la diferencia relativa de superficies activas del pistón, uno de los cuales

impulsa el agua a través de una boquilla inyectora de zafiro sintético con un orificio de 0,1 a 1 mm de diámetro.

La Fig. 7.19 refleja el principio de operación del multiplicador de presión.

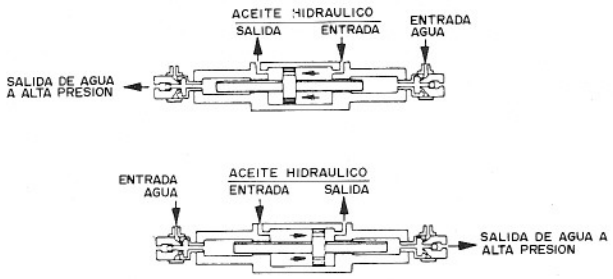


Figura 7.19. *Equipo multiplicador de presión.*

La rotura de la roca, debida a un chorro de agua a alta presión, se produce por efecto del choque del mismo y las microfracturas creadas consecuentemente. A una velocidad de 300 m/s, la presión creada es del orden de 150 MPa, próxima a la resistencia a la compresión de muchas rocas. Con 500 m/s, se alcanzan valores de 300 MPa, superiores a la resistencia de la mayoría de los materiales rocosos.

Los datos operativos alcanzados con equipos en prueba son los indicados en la Tabla 7.3.

En la perforación de barrenos, para aumentar la acción de los chorros de agua, se dispone de unas bocas de carburo de tungsteno que realizan un escariado de las coronas de rocá concéntricas que se producen en el fondo del taladro. Fig. 7.20.

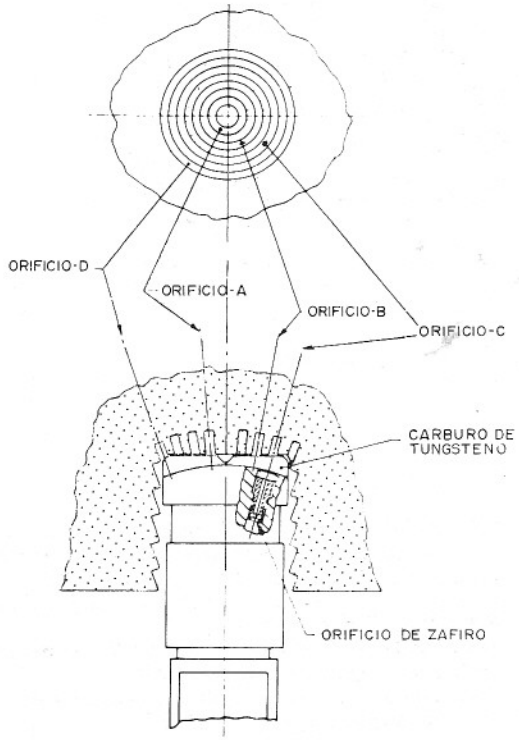


Figura 7.20. *Boca de perforación con cuatro orificios.*

TABLA 7.3

RELACION DE MULTIPLICACION	PRESION DE TRABAJO (MPa)	CAUDAL (l/min)
4:1	0 - 83	19 - 57
13:1	0 - 275	5,5 - 23
20:1	0 - 378	3,8 - 15

La aplicación de esta técnica al arranque con explosivos abre unas nuevas expectativas, por cuanto la geometría de los barrenos puede modificarse y por consiguiente permitir concentraciones de carga o aumentos de las tensiones de rotura en determinados puntos de los macizos rocosos.

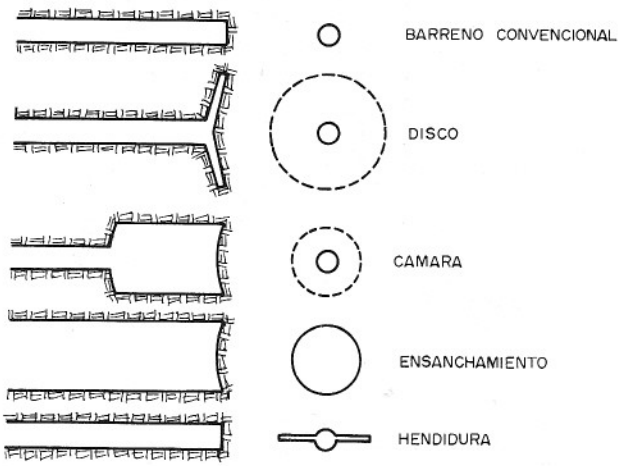


Figura 7.21. *Modificación de la geometría de los barrenos perforados con chorro de agua.*

7. PERFORACION DE ROCAS ORNAMENTALES

En la explotación de rocas ornamentales, como el granito, se utilizan en ocasiones sistemas de montaje especiales, tanto en la perforación primaria, cuyo objetivo es la independización de un gran bloque del macizo rocoso, como en las operaciones siguientes de subdivisión y escuadrado.

Generalmente, se emplean perforadoras hidráulicas montadas sobre deslizaderas que se desplazan sobre correderas de una longitud de 3,5 a 4,5 m. Estas a su vez pueden ir soportadas por bastidores metálicos que se apoyan en cuatro pies o gatos estabilizadores sobre el terreno o sobre unidades móviles, como son excavadoras hidráulicas, carros de orugas o tractores de ruedas, Fig. 7.22.

Los rendimientos de perforación son en el caso de apertura de roza o canal lateral "slot drill", con barrenos secantes alineados, de 1,4 a 2,2 m^2/h y en la perforación primaria y secundaria con barrenos alineados de 200 a 400 ml/h, según la potencia y características del equipo utilizado.

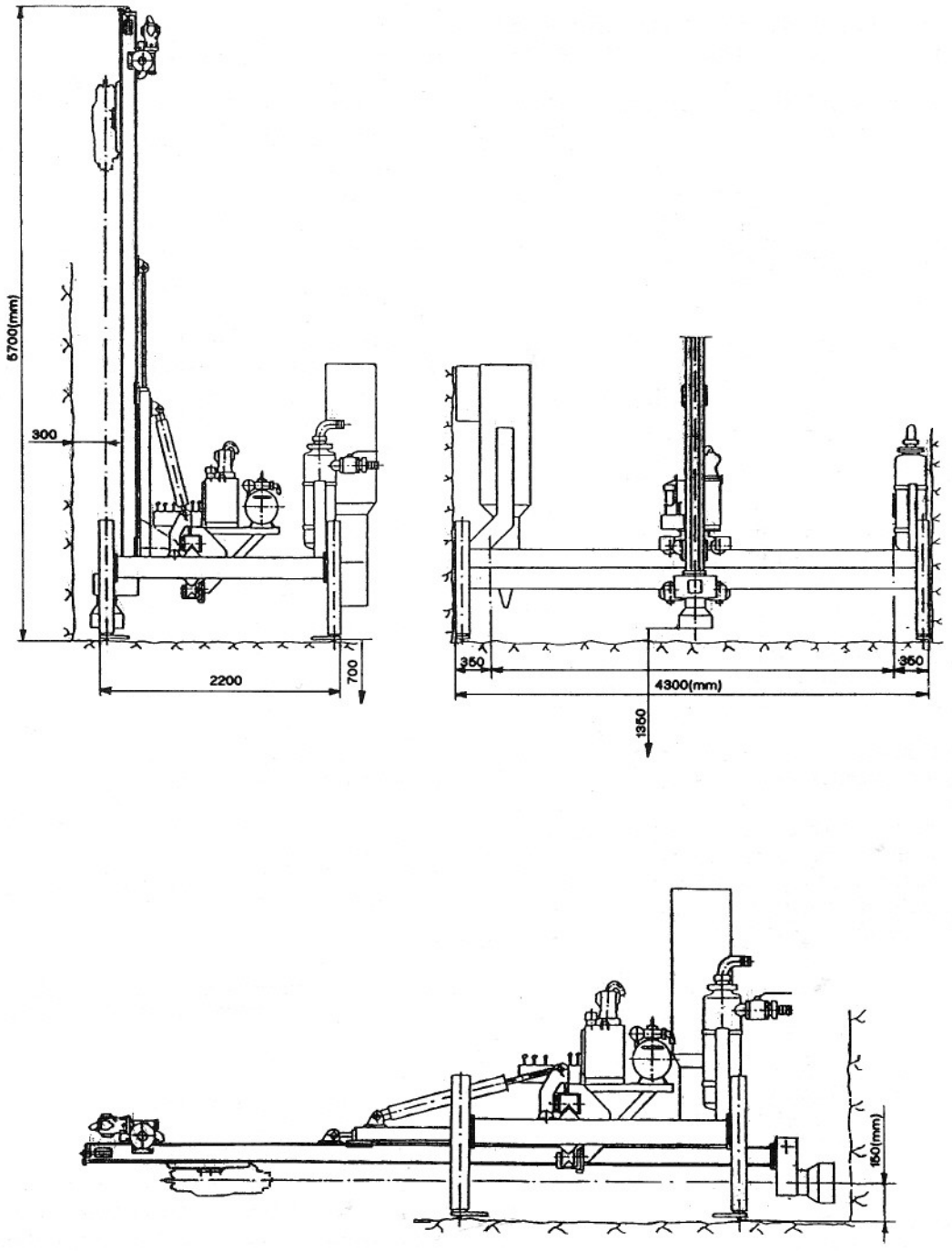


Figura 7.22. *Equipo de perforación de rocas ornamentales. (TAMROCK).*

BIBLIOGRAFIA

— ALIMAK: «Vein Mining». 1977.
— ATLAS COPCO: «El Método OD». 1970.
«Raise Driving with Jora Lift». 1970.
«Underwater Blasting with the OD Method». 1971.
«ODEX». 1975.
«Rock Drilling Manual-Rock Drilling Tool Applications». 1985.
— BERNAOLA, J.: "Perforación Mecanizada de Chimeneas". Rocas y Minerales. Julio 1991.
— CALAMAN, J. J., and ROLSETH, M. C.: «Jet Piercing». Surgace Mining. AIME. New York, 1968.
— MOHANTY, B., and MCFARLANE, P.: «Water-Jet Drilling ands Its Applications in Mining and Blasting». Trans. of the Institution of Mining and Metallurgy. April, 1986.
— PLA, F. et al.: «Curso de Perforación y Voladuras». Fundación Gómez Pardo. 1978.
— STENMARK, E.: «Equipos y Métodos Alimak para Minería y Obras Subterráneas». Alimak, 1982.
— TRIRUMALAI, K.: «Thermal Drilling of Blastholes». Mining Engineering Handbook. SME. 1973.

Capítulo 8

COMPRESORES

1. INTRODUCCION

El aire comprimido es el fluido que se ha venido utilizando como fuente de energía en la perforación de rocas, tanto en el accionamiento de los equipos neumáticos con martillo en cabeza y martillo en fondo, como para el barrido de los detritus cuando se perfora con martillos hidráulicos o a rotación.

En cualquier proyecto, tanto si es a cielo abierto como subterráneo, es preciso disponer de compresores.

En el momento de decidir la compra de un equipo de perforación, uno de los puntos más importantes es la selección del compresor, debido fundamentalmente a que:

— El peso específico en el precio del conjunto oscila, según el tipo de perforadora, entre el 15 y el 55%.

— La repercusión en el coste del metro lineal perforado es considerable, pues si el caudal de aire es insuficiente los problemas que pueden surgir son:

  - Disminución de la velocidad de penetración.
  - Aumento de los costes de desgaste: bocas, varillas, etc.
  - Incremento del consumo de combustible.
  - Necesidad de mayor labor de mantenimiento del equipo motocompresor.

— Si se elige en las grandes unidades de perforación una unidad compresora de alta presión, será posible perforar con martillo en fondo o con tricono.

Las dos características básicas de un compresor, además del tipo o modelo, son:

— El caudal de aire suministrado.

— La presión de salida del aire.

En la Tabla 8.1, se indican, para los diferentes equipos de perforación, los valores más frecuentes de las citadas características, el tipo de compresor y el porcentaje de precio aproximado con relación a la máquina completa.

2. TIPOS DE COMPRESORES

Existen dos grupos de compresores: dinámicos y de desplazamiento. En los primeros, el aumento de presión se consigue mediante la aceleración del aire con un elemento de rotación y la acción posterior de un difusor. A este grupo pertenecen los compresores centrífugos y los axiales, que son los más adecuados para caudales grandes y bajas presiones.

En los compresores de desplazamiento, que son los que se utilizan en los equipos de perforación, la elevación de la presión se consigue confinando el gas en un espacio cerrado cuyo volumen se reduce con el movimiento de uno o varios elementos. Según el diseño, se subdividen en rotativos y alternativos. Los más utilizados en perforación son: los compresores de pistón, cuando éstos tienen un carácter estacionario, y los de tornillo y paletas para los portátiles, tanto si están montados sobre la unidad de perforación o remolcados por ésta.

2.1. Compresores de pistón

Estos equipos son los más antiguos y conocidos, ya que han sido empleados en las minas de interior para el suministro de aire comprimido a través de las redes de distribución instaladas dentro de las mismas. Su aplicación ha descendido notablemente como consecuencia del uso masivo de otras fuentes de energía más eficientes, como son la electricidad y la hidráulica.

2.2. Compresores de tornillo

En estas unidades la presión del aire se consigue por la interacción de dos rotores helicoidales que engranan entre sí, uno macho de cuatro lóbulos y otro hembra de seis canales. El principio de funcionamiento puede verse en la Fig. 8.1.

TABLA 8.1

TIPO DE PERFORADORA	CAUDAL (m^3/min)	PRESION (MPa)	TIPO DE COMPRESOR	FUNCIONES	% DEL VALOR DEL EQUIPO
Neumática con martillo en cabeza	18-36	0,7-0,8	TORNILLO	• Accionamiento del martillo, motor de avance, motor de traslación y motor hidráulico • Barrido	40-60
Hidráulica con martillo en cabeza	5-9	0,7-0,8	TORNILLO	• Barrido	15-20
Neumática con martillo en fondo	8-30	0,7-1,75	TORNILLO	• Accionamiento del martillo • Barrido	40-50
Rotativa con tricono	18-51	0,3-1,1	PALETAS (Baja Presión) TORNILLO (Media y Alta Presión)	• Barrido	10-15

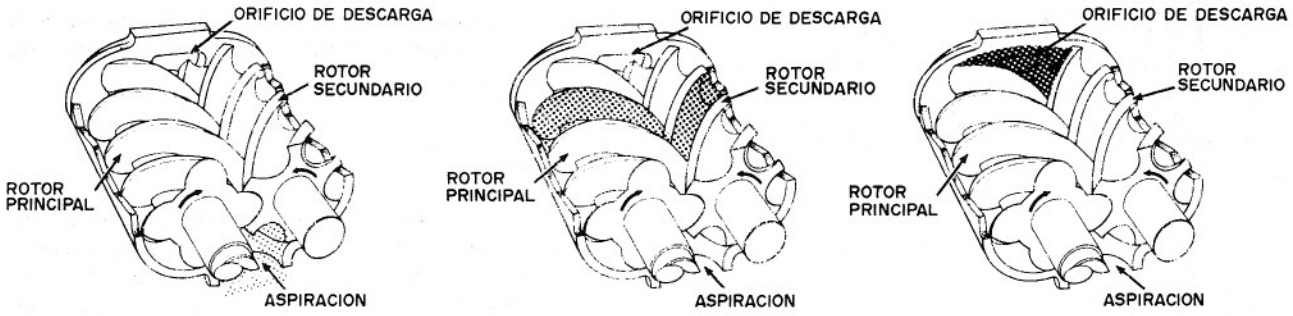


Figura 8.1. *Principio de funcionamiento de un compresor de tornillo.*

El aire penetra en el hueco formado por los dos rotores y la carcasa. A medida que los rotores se mueven el aire queda encerrado y comienza a disminuir el volumen donde se aloja. Se inyecta aceite para sellar la cámara de compresión y disminuir su temperatura. Paulatinamente, el hueco ocupado por el aire y el aceite se desplaza disminuyendo su volumen hasta que se descarga en el recipiente separador de aceite.

Esta separación se lleva a cabo primero, por gravedad en el interior de un calderín y después, con filtros de lana de vidrio. A continuación, el aceite se enfría y se filtra antes de volverlo a recircular. En la Fig. 8.2 se indican los circuitos de refrigeración de un compresor portátil y su motor.

En compresores de tornillo de alta presión el número de etapas suele ser de dos.

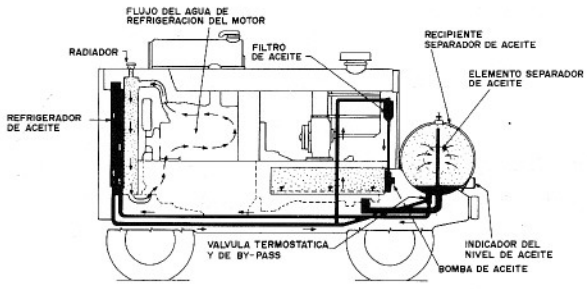


Figura 8.2. *Compresor portátil (Ingersoll-Rand).*

El aceite inyectado tiene tres misiones principales:

— Cerrar las holguras internas.

— Enfriar el aire durante la compresión, y
— Lubricar los rotores.

Las ventajas que conlleva la utilización de compresores de tornillo son:

— Ocupan un volumen reducido, por lo que son ideales para instalar a bordo de las perforadoras.
— El montaje es económico.
— Ausencia de choques y vibraciones importantes.
— Reducido mantenimiento.
— Baja temperatura de funcionamiento, y
— Alta eficiencia.

2.3. Compresor de paletas

Estos compresores tienen un solo rotor que monta paletas radiales flotantes y cuyo eje es excéntrico con el de la carcasa cilíndrica. Al girar las paletas se desplazan contra el estator por efecto de la fuerza centrífuga. La aspiración del aire se realiza por un orificio de la carcasa, quedando retenido en el espacio entre cada dos paletas. Al girar el rotor el volumen va disminuyendo, aumentando la presión del aire, hasta llegar a la lumbrera de descarga.

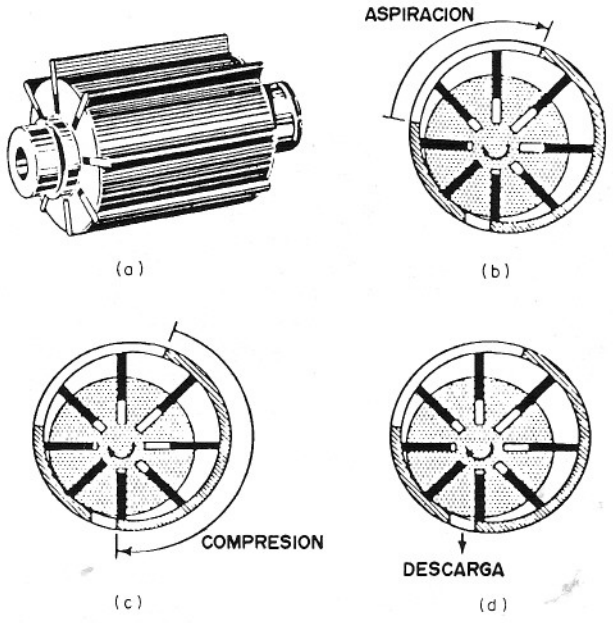


Figura 8.3. *Compresor de paletas.*

Este tipo de compresor utiliza también la inyección de aceite que ha sido explicado anteriormente.

3. ACCIONAMIENTO

Los compresores estacionarios son accionados, generalmente, por motores eléctricos, mientras que los transportables si son remolcados se accionan por motor diesel y si van montados sobre la perforadora por motores diesel o eléctricos.

Para compensar las caídas de tensión en los motores eléctricos se debe tener un margen de potencia del 10 al 15%.

Los acoplamientos de los motores al compresor se realizan por embridado, correa trapezoidal, acoplamiento directo o a través de un tren de engranajes.

4. ELEMENTOS AUXILIARES

Los elementos auxiliares más importantes cuando se trabaja con aire comprimido son:

— Filtros de aspiración.
— Separador de agua.
— Depósitos de aire.
— Engrasadores.
— Elevadores de presión.

4.1. Filtros de aspiración

Para eliminar el desgaste prematuro de las partes móviles de los compresores y las averías, es necesario filtrar el aire antes de su admisión. Los filtros deben cumplir los siguientes requerimientos: eficacia de separación, capacidad de acumulación, baja resistencia al paso de aire, construcción robusta y sencillez de mantenimiento.

4.2. Separadores de agua

Este elemento utiliza el efecto de las fuerzas centrífugas, que adquiere el flujo de aire en su movimiento de giro, para que las partículas de agua choquen contra las paredes del colector, produciéndose así el secado del aire que se evacúa a continuación por la parte central.

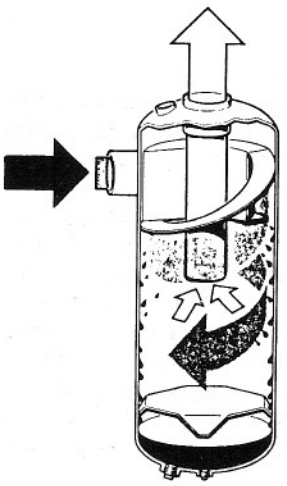


Figura 8.4. *Separador de humedad (Atlas Copco).*

El separador de agua se debe colocar lo más lejos posible del compresor, al mismo tiempo que se mantiene la temperatura del aire por encima de cero.

4.3. Depósito de aire

Las instalaciones de aire comprimido pueden disponer de depósitos reguladores cuyas dimensiones dependerán de:

— Capacidad del compresor.
— Sistemas de regulación.
— Presión de trabajo.
— Variaciones estimadas en el consumo de aire.

Las funciones de estos depósitos son:

— Almacenar el aire comprimido para atender demandas puntuales que excedan de la capacidad del compresor.
— Incrementar la refrigeración y recoger residuos de agua y aceite.
— Igualar las variaciones de presión de la red.
— Evitar ciclos rápidos de carga y descarga del compresor.

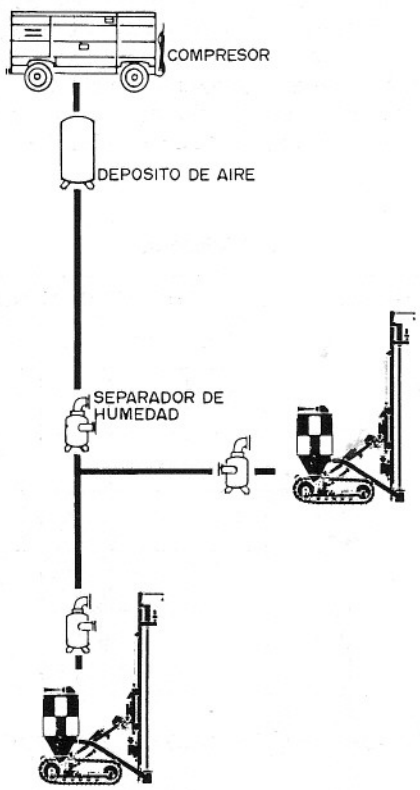


Figura 8.5. *Sistema de distribución de aire comprimido.*

4.4. Engrasadores

Para realizar la lubricación de las perforadoras es preciso añadir aceite al aire comprimido, lo cual puede realizarse en la propia máquina o en la línea de aire.

El principio de trabajo de los engrasadores puede verse en la Fig. 8.6. El aire pasa a través de un estrangulamiento que dispone de una válvula regulable. La presión del aire de entrada se conecta al tanque de aceite de forma que, cuando el aire pasa por la sección más estrecha, su velocidad aumenta y se produce una caída de presión que hace que entre el aceite hacia la corriente de aire atomizándose.

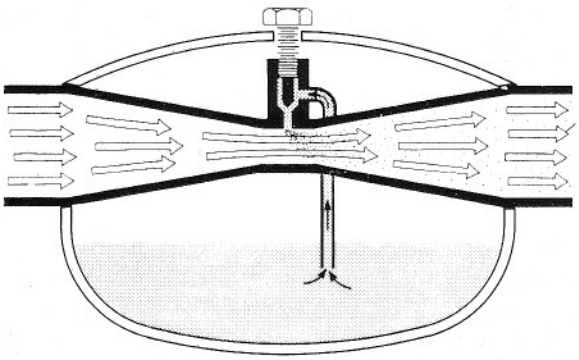


Figura 8.6. *Sección de un engrasador.*

Se puede usar un aceite mineral o sintético. El aceite sintético reporta algunos beneficios adicionales. Está basado en glicol, lo que hace que la máquina sea menos sensible al agua que lleva el aire. Este aceite sintético es también biodegradable, al contrario del aceite mineral.

El aceite sintético es más caro, pero la diferencia en coste total es todavía insignificante, ya que el consumo es mucho más bajo. Tampoco es necesaria la separación de agua al usar el aceite sintético. No es posible mezclar aceites distintos.

4.5. Elevadores de presión

Cuando se utilizan perforadoras con martillo en fondo en minería subterránea, puede ser necesario elevar la presión del aire hasta 1,7 MPa, si éste es suministrado a media presión (0,7 MPa) a través de instalaciones fijas o cuando las pérdidas de carga han sido elevadas.

El incremento de presión se consigue con los denominados «booster», que trabajan en una o dos etapas.

4.6. Mangueras flexibles

Las mangueras de goma disponen de refuerzos textiles colocados diagonalmente, que las hacen flexibles y muy resistentes. Generalmente, la presión máxima de trabajo es de 1MPa, con temperaturas admisibles desde -40° a +100 °C.

En la Tabla 8.2. se indican las dimensiones estándar de las mangueras de goma que más se utilizan.

TABLA 8.2.

DIAMETRO INTERIOR (mm)	(pulg)	DIAMETRO EXTERIOR (mm)	(pulg)	PESO (kg/m)
6,3	¼	12,7	0,50	0,15
10,0	⅜	16,4	0,65	0,19
12,5	½	22,5	0,89	0,35
16,0	⅝	26,0	1,02	0,43
20,0	¾	30,0	1,18	0,54
25,0	1	35,0	1,38	0,78
31,5	1¼	43,5	1,71	0,95
40,0	1½	52,0	2,05	1,15
50,0	2	66,0	2,60	1,80
63,0	2½	79,0	3,11	2,20
80,0	3	96,0	3,78	2,50
100,0	4	116,0	4,57	4,20

Existen también mangueras de peso reducido, una tercera parte de una manguera convencional, fabricadas con una capa interior de fibra sintética embutida en caucho resistente al aceite y al ozono. Se almacena enrollada y plana, lo cual facilita su manipulación y minimiza el espacio de almacenamiento. En la Tabla 8.3. se dan algunas características de estas mangueras especiales.

TABLA 8.3.

DIAMETRO INTERIOR (mm)	(pulg)	DIAMETR0 EXTERIOR (mm)	(pulg)	MAX. PRESION DE TRABAJO (MPa)	(psi)	PESO (kg/m)
20	¾	24	0,9	1,2	175	0,160
25	1	30	1,2	1,2	175	0,230
40	1½	45	1,6	1,2	175	0,390
50	2	56	2,3	1,2	175	0,550
76	3	82	3,3	0,8	116	0,850

Los acoplamientos de manguera defectuosos no sólo quitan potencia, sino que también pueden ser un riesgo de seguridad.

Los acoplamientos de garras de buena calidad son forjados, mecanizados, templados y cromados. Los métodos de fabricación permiten usar paredes delgadas, y de esta manera se puede disponer de un orificio más grande para un diámetro de manguera dado. El orificio es mecanizado para obtener un centrado perfecto y una superficie lisa. El cierre tiene un asiento mecanizado donde se encaja perfectamente y no perturba el flujo de aire.

Al usar acoplamientos de garras con una boquilla giratoria, la resistencia a torsión de la manguera no causará molestias cuando se conectan dichas mangueras. Tal acoplamiento puede hacer también que sea mucho más fácil conectar distintos tamaños de mangueras. La tuerca de apriete reduce al mínimo el riesgo de desconexión accidental.

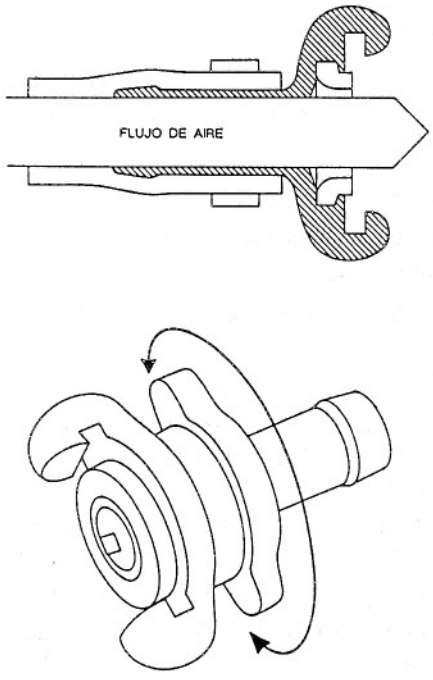


Fig. 8.7. *Acoplamiento de garras moderno y boquilla giratoria de conexión.*

Para las conexiones se emplean todo un conjunto de elementos, desde acoplamientos de garras, acoplamientos roscados, conectores, abrazaderas, etc.

Los diámetros de las mangueras que se recomiendan en función del caudal de aire necesario y la longitud de dichas conducciones se da en la Tabla 8.4.

TABLA 8.4.

CAUDAL DE AIRE	LONGITUD DE MANGUERA				
	10 m	20 m	50 m	80 m	100 m
50 l/s (2,8 m^3/min)	1"	1"	1,5"	1,5"	1,5"-2"
80 l/s (4,8 m^3/min)	1"	1,5"	2"	2"	2"
120 l/s (7,1 m^3/min)	1,5"	1,5"	2"	2"	2"
160 l/s (9,5 m^3/min)	1,5"	1,5"	2"	2"	3"

Nota: 1" = 25,4 mm

5. CALCULO DE LAS CAIDAS DE PRESION

Todas las instalaciones de aire comprimido, al disponer de un determinado número de conexiones, presentan pérdidas de presión debido a las fugas. Además, la

turbulencia del aire, causada por bordes agudos o cambios de sección dentro de los circuitos, produce también una pérdida de presión.

Perturbaciones típicas pueden ser acoplamientos con paredes innecesariamente gruesas, un mal acabado superficial interior, cierres salientes o hasta piezas de acoplamiento mal alineadas. Otro problema común es el uso de mangueras demasiado pequeñas.

Las mangueras (y los tubos) también causan pérdidas por motivos físicos, en proporción a su longitud. Por toda su parte interior se crea una «capa límite», donde el flujo de aire se hace turbulento y pierde energía. Una manguera más grande significa generalmente menos pérdidas, ya que esa capa tiene más o menos el mismo espesor no importando cuál sea el tamaño de la manguera.

La Tabla 8.5. muestra el efecto de las fugas de aire, que se comparan a un orifico de un cierto tamaño. La potencia de compresor que se necesita para compensar las fugas aumenta drásticamente.

Con relación a las caídas de presión, en instalaciones estacionarias, un descenso aceptable entre el compresor y el punto más distante de consumo es del orden de 10 kPa.

TABLA 8.5.

TAMAÑO DEL ORIFICIO (mm)	FUGAS A 0,6 MPa (l/s)	POTENCIA NECESARIA PARA COMPENSAR (kW)
1	1	0,3
3	10	3,1
5	27	8,3
10	105	33

En líneas de distribución de gran longitud, y en particular en áreas de trabajo temporal, los costes de las instalaciones suelen ser decisivos. En tales casos, la caída de presión no debe exceder de 50 kPa.

Para estimar las caídas de presión en sistemas de distribución de aire comprimido puede utilizarse el ábaco de la Fig. 8.8.

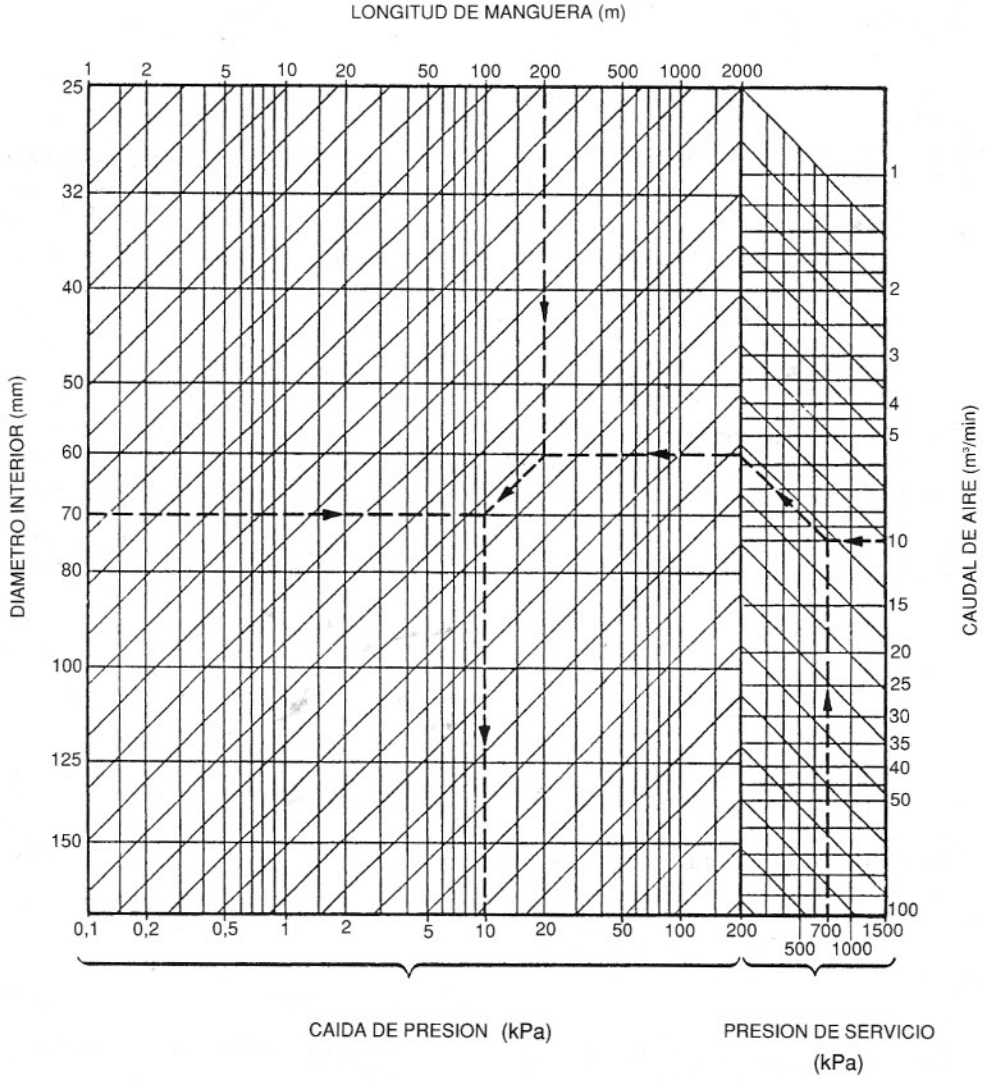


Fig. 8.8. *Abaco para determinar las dimensiones de las conducciones de aire comprimido y pérdidas de carga.*

Ejemplo 1

Se desea calcular la caída de presión de una instalación de aire comprimido consistente en una manguera de 200 m y un diámetro interior de 70 mm. La presión inicial del aire es de 700 kPa y el caudal de 170 l/s (10,2 m³/min).

Siguiendo el esquema de líneas de trazo grueso dibujadas en el ábaco citado se obtiene una caída de presión de 10 kPa.

Ejemplo 2

En la Fig. 8.9. se muestra el esquema de una red de aire comprimido en la que a la salida del compresor «T» se ramifica hacia los diferentes puntos de consumo A, B y C, donde los caudales consumidos son respectivamente de 5, 1, 5 y 10 m³/min. La caída de presión máxima admisible, entre el compresor y los puntos de consumo, se fija en 10 kPa. Despreciando las caídas de presión en los puntos singulares como estrechamientos, codos, etc., se desea dimensionar el tamaño de los diferentes conductos para las longitudes indicadas.

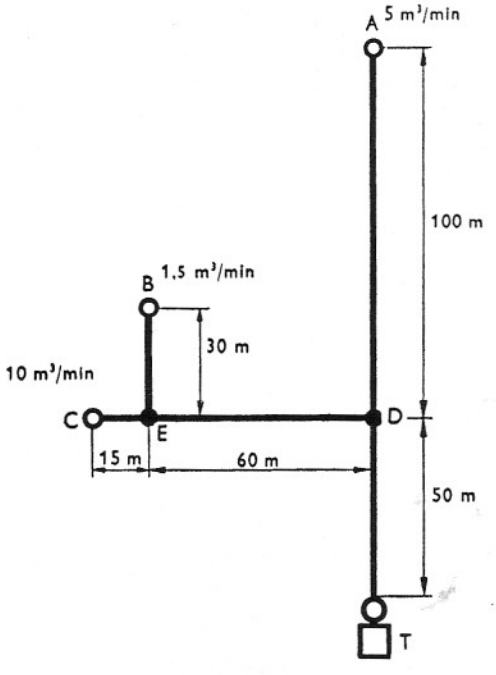


Fig. 8.9. *Esquema de la red de aire comprimido.*

Apoyándose en el ábaco de la Fig. 8.8. se tiene:

Sección T-D
Longitud de tubería l = 50 m
Caudal del aire A = 16,5 m³/min
Presión de trabajo P = 0,7 MPa

Se tantea un diámetro interior de la tubería de 80 mm, para el que se obtiene una caída de presión de 3,5 kPa.

Sección D-A
l = 100 m
A = 5 m³/min
P = 0,7 MPa

La caída de presión no debe sobrepasar 10 kPa menos la caída de presión en la sección T-D, es decir 10 - 3,5 kPa = 6,5 kPa.

Para un diámetro interior de 50 mm, la caída de presión es de 6,5 kPa, la caída de presión global, entre T y A, será entonces de 10 kPa.

Sección D-E
l = 60 m
A = 11,5 m³/min
P = 0,7 MPa

El diámetro interior de la tubería se elige para una caída de presión máxima de 5 kPa. El diámetro de 70 mm da lugar a una caída de presión de 3,8 kPa.

Sección E-B
l = 30 m
A = 1,5 m³/min
P = 0,7 MPa

La caída de presión no debe pasar de 10 kPa menos la caída de presión entre T y E, es decir 10 - (3,5 + 3,8) = 2,7 kPa. El diámetro que interesará será de 32 mm, que da lugar a una caída de presión de 2,4 kPa. La caída de presión global será de 9,7 kPa.

Sección E-C
l = 15 m
A = 10 m³/min
P = 0,7 MPa

La caída de presión no debe pasar de 2,7 kPa. El diámetro interior que convendrá será de 60 mm, que provoca una caída de presión de 1,5 kPa y una caída de presión total entre T y C de 7,7 kPa.

BIBLIOGRAFIA

— ATLAS COPCO: «Manual Atlas Copco». Cuarta edición, 1984.
— «ATLAS COPCO: «Aire comprimido en sistemas transportables». 1992.
— INGERSOLL RAND: «Compresores Portátiles Rotativos». 1976.
— RUNDQUIST, W A.: «Know Your Compressor». Pit & Quarry. September, november 1978; february, 1979.

Capítulo 9

TERMOQUIMICA DE LOS EXPLOSIVOS Y PROCESO DE DETONACION

1. INTRODUCCION

El objetivo esencial de la utilización de un explosivo en el arranque de rocas consiste en disponer de una energía concentrada químicamente, situada en el lugar apropiado y en cantidad suficiente, de forma que liberada de un modo controlado, en tiempo y espacio, pueda lograr la fragmentación del material rocoso.

La explosión es, según Berthelot, «la repentina expansión de los gases en un volumen mucho más grande que el inicial, acompañada de ruidos y efectos mecánicos violentos».

Los tipos de explosión son los siguientes: mecánicos, eléctricos, nucleares y químicos. Estos últimos, son los que desde el punto de vista de este manual tienen interés.

Los explosivos comerciales no son otra cosa que una mezcla de sustancias, unas combustibles y otras oxidantes, que, iniciadas debidamente, dan lugar a una reacción exotérmica muy rápida que genera una serie de productos gaseosos a alta temperatura, químicamente más estables, y que ocupan un mayor volumen.

Para tener una idea del poder de un explosivo, puede efectuarse una comparación con otras fuentes de energía. Consideremos para ello, una central térmica de 550 MW de potencia instalada. Sabiendo que 1 kW es igual a 0,238 kcal/s, la potencia instalada equivale a 130.900 kcal/s.

Un kilogramo de explosivo gelatinoso de 1.000 kcal/kg dispuesto en una columna de 1 m de longitud y con una velocidad de detonación de 4.000 m/s desarrolla una potencia:

$$\frac{1.200 \text{ kcal}}{1 \text{ m}/4.000 \text{ m/s}} = 48 \times 10^5 \text{ kcal/s}$$

que es 37 veces superior a la de la central térmica.

El factor tiempo de explosión es tan sumamente importante que aún teniendo los explosivos comerciales un poder calorífico pequeño (la trilita 1.120 kcal/kg) comparado con otras sustancias combustibles (Antracita por ejemplo 7.000 kcal/kg), la velocidad de reacción de un explosivo es tal que al detonar sobre una plancha de metal puede producir un orificio en ella, pues no da tiempo a que la energía desarrollada se distribuya hacia los lados o hacia arriba donde se opondrá la resistencia del aire.

Los gases producidos acumulan el calor generado, dilatándose hasta un volumen que puede ser unas 10.000 veces mayor que el del barreno donde se aloja el explosivo.

En este capítulo, se analiza el mecanismo de la detonación de los explosivos y algunos conceptos básicos de termoquímica.

2. DEFLAGRACION Y DETONACION

Los explosivos químicos, según las condiciones a que estén sometidos, pueden ofrecer un comportamiento distinto del propio de su carácter explosivo. Los procesos de descomposición de una sustancia explosiva son: la combustión propiamente dicha, la deflagración y, por último, la detonación. Tanto la naturaleza de la propia sustancia como la forma de iniciación y condiciones externas gobiernan el desarrollo de la descomposición:

a) Combustión

Puede definirse como toda reacción química capaz de desprender calor, pudiendo ser o no percibido por nuestros sentidos.

b) Deflagración

Es un proceso exotérmico en el que la transmisión de la reacción de descomposición se basa principalmente en la conductividad térmica. Es un fenómeno superficial en el que el frente de deflagración se propaga por el explosivo en capas paralelas a una velocidad baja que, generalmente, no supera los 1.000 m/s.

c) Detonación

Es un proceso físico-químico caracterizado por su gran velocidad de reacción y formación de gran cantidad de productos gaseosos a elevada temperatura, que adquieren una gran fuerza expansiva. En los explosivos detonantes la velocidad de las primeras moléculas gasificadas es tan grande que no ceden su calor por conductividad a la zona inalterada de la carga, sino que lo transmiten por choque deformándola y produciendo

su calentamiento y explosión adiabática con generación de nuevos gases. El proceso se repite con un movimiento ondulatorio que afecta a toda la masa explosiva y se denomina onda de choque.

La energía de iniciación puede ser suministrada de varias formas, según el explosivo de que se trate. En los explosivos deflagrantes o pólvoras basta con la energía de una llama, mientras que en los explosivos detonantes se necesita una energía generalmente en forma de onda de choque.

Una vez iniciado el explosivo, el primer efecto que se produce es la generación de una onda de choque o presión que se propaga a través de su propia masa. Esta onda es portadora de la energía necesaria para activar las moléculas de la masa del explosivo alrededor del foco inicial energetizado, provocando así una reacción en cadena.

A la vez que se produce esta onda, la masa de explosivo que ha reaccionado produce una gran cantidad de gases a una elevada temperatura. Si esta presión secundaria actúa sobre el resto de la masa sin detonar, su efecto se suma al de la onda de presión primaria, pasando de un proceso de deflagración a otro de detonación. Fig. 9.1.

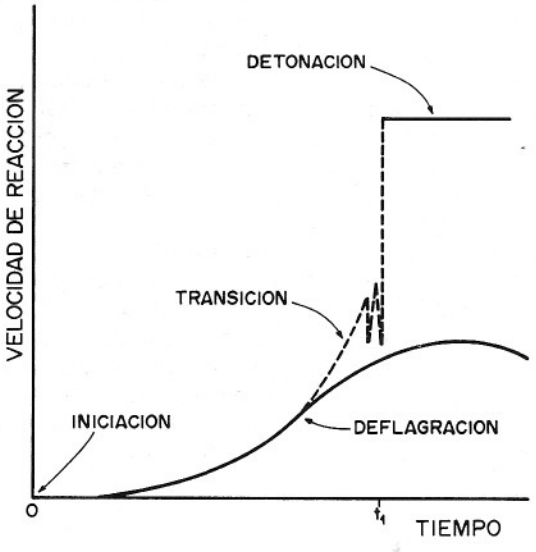


Figura 9.1. *Desarrollo de una detonación.*

En el caso en que la onda de presión de los gases actúe en sentido contrario a la masa de explosivo sin detonar, se produce un régimen de deflagración lenta, ralentizándose la reacción explosiva de forma que al ir perdiendo energía la onda de detonación primaria llega incluso a ser incapaz de energetizar al resto de la masa de explosivo, produciéndose la detención de la detonación.

3. PROCESO DE DETONACION DE UN EXPLOSIVO

Como se ha indicado anteriormente, la detonación consiste en la propagación de una reacción química que se mueve a través del explosivo a una velocidad superior a la del sonido en dicho material, transformando a éste en nuevas especies químicas. La característica básica de estas reacciones es que es iniciada y soportada por una onda de choque supersónica.

Como se describe en la Fig. 9.2, en cabeza viaja un choque puro que inicia la transformación química del explosivo, que tiene lugar a través de la zona de reacción, para terminar en el plano llamado de Chapmant-Jouguet (C-J) donde se admite el equilibrio químico, por lo menos en las detonaciones ideales.

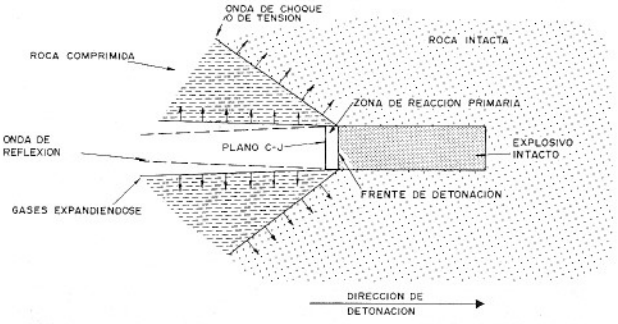


Figura 9.2. *Proceso de detonación de una carga explosiva.*

En los explosivos comerciales se producen reacciones químicas importantes por detrás del plano C-J, particularmente reacciones de los ingredientes en forma de partículas de gran tamaño y de los combustibles metálicos. Estas reacciones secundarias pueden afectar al rendimiento del explosivo, pero no influyen en la estabilidad o velocidad de detonación.

En un explosivo potente la zona de reacción primaria es normalmente muy estrecha, del orden de milímetros, mientras que en los explosivos de baja densidad y potencia esa zona de reacción es mucho más ancha, llegando a tener en el caso del ANFO una dimensión de varios centímetros.

Por detrás del plano C-J se encuentran los productos de reacción, y en algunos casos las partículas inertes. La mayoría de los productos son gases que alcanzan temperaturas del orden de 1.500 a 4.000°C y presiones que oscilan entre 2 y 10 GPa. Los gases en esas condiciones de presión y temperatura se expanden rápidamente y producen un choque u onda de tensión alrededor del medio que les rodea.

En la Fig. 9.3 se representa un perfil simplificado de una columna de explosivo. La onda de detonación, que se caracteriza por una elevación muy brusca de la presión, se desplaza hacia la derecha a una velocidad supersónica. Por detrás del nivel máximo de presión se produce una contracción como consecuencia de la conservación del momento, esto es que para compensar el impulso impartido hacia adelante se genera una onda de retrodetonación que se transmite en dirección opuesta.

El plano C-J se mueve a muy alta velocidad «VD», mientras que la velocidad de movimiento de los pro-

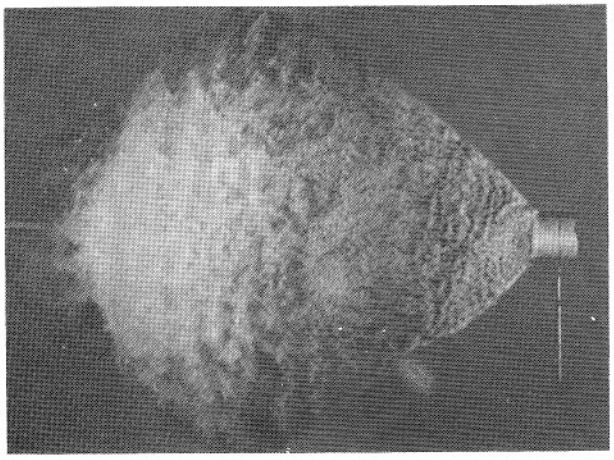


Foto 9.1. *Detonación de una carga sin confinar (Nitro-Nobel).*

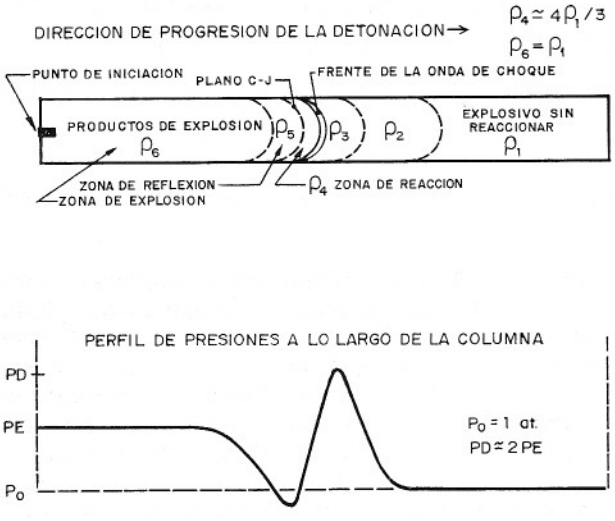


Figura 9.3. *Perfil de presiones en la detonación de una columna de explosivo.*

ductos de explosión, determinada por Cook con fotografías de rayos X, alcanza un valor de 0,25 la velocidad de detonación. Por esto, si la presión máxima de la onda explosiva es:

$$PD = \rho_e \times VD \times U_p$$

donde:

PD = Presión de detonación.
ρ_e = Densidad del explosivo.
VD = Velocidad de detonación.
U_p = Velocidad de partícula.

y teniendo en cuenta que «$U_p = 0{,}25 \times VD$», se obtiene:

$$PD = \frac{\rho_e \times VD^2}{4}$$

donde:

PD = Presión de detonación (kPa).
ρ_e = Densidad del explosivo (g/cm^3).
VD = Velocidad de detonación (m/s).

La presión termoquímica o presión máxima disponible para efectuar un trabajo «PE» se considera que vale generalmente la mitad de la presión de detonación. Si la carga explosiva está en contacto íntimo con la pared rocosa del barreno, la presión ejercida sobre la misma por los gases de explosión es igual a la presión termoquímica.

En lo referente a la iniciación de los explosivos, es preciso suministrar en un punto de éstos un determinado nivel de energía por unidad de volumen. Una de las teorías para explicar el mecanismo de iniciación es la denominada de los «puntos calientes o hot spots», que son pequeños elementos de materia en los cuales se encuentra la energía aportada globalmente al explosivo. Los puntos calientes se pueden formar por compresión adiabática de pequeñas burbujas de aire, gas o vapor retenidas dentro del explosivo, por fricción entre los cristales constituyentes de la sustancia explosiva y por el calentamiento producido en el movimiento viscoso de la masa explosiva en condiciones extremas.

Cuando los puntos calientes reciben una determinada cantidad de energía, la masa explosiva que les rodea se descompone, produciéndose un desprendimiento de energía que a su vez puede crear más puntos calientes, iniciándose así un proceso en cadena. Esta es la base de la sensibilización de algunos agentes explosivos mediante la adición de microesferas de vidrio, partículas sólidas, etc.

4. TERMOQUIMICA DE LOS EXPLOSIVOS

La termoquímica de los explosivos se refiere a los cambios de energía interna, principalmente en forma de calor. La energía almacenada en un explosivo se encuentra en forma de energía potencial, latente o estática. La energía potencial liberada a través del proceso de detonación se transforma en energía cinética o mecánica.

La ley de conservación de la energía establece que en cualquier sistema aislado la cantidad total de energía es constante, aunque la forma puede cambiar:

Energía Potencial + Energía Cinética = Constante

Pero no toda la energía suministrada se transforma en trabajo útil ya que tienen lugar algunas pérdidas.

Existen dos métodos alternativos que pueden usarse para calcular los cambios de energía: uno, aplicando las leyes físicas y químicas conocidas y otro, mediante el análisis de los productos finales. Este último, resulta complejo ya que los productos que pueden analizarse de forma conveniente raramente son los que están presentes en los instantes de presión y temperatura máximas. Por esto, es frecuentemente necesario realizar unos cálculos teóricos basados en el conocimiento de las leyes químico-físicas para predecir las propiedades de los explosivos o parámetros de la detonación.

Un cálculo aproximado de tales parámetros puede hacerse para aquellos explosivos con un balance de oxígeno nulo o muy ajustado, con los que en la detonación ideal sólo se produce CO_2, H_2O, N_2 y O_2, pues es posible aplicar el método de análisis termodinámico. Cuando las sustancias explosivas no tienen balance de oxígeno equilibrado, la determinación de los parámetros de detonación lleva consigo la resolución por un método iterativo de un sistema de ecuaciones no lineales.

Seguidamente, se exponen los parámetros termoquímicos más importantes y el método simplificado de cálculo.

5. CALOR DE EXPLOSION

Cuando se produce una explosión a presión constante, ejerciéndose únicamente un trabajo de expansión o compresión, la primera ley termodinámica establece que:

$$Q_e = -\Delta (U_e + P.V)$$

donde:

Q_e = Calor liberado por la explosión.

U_e = Energía interna del explosivo.

P = Presión.

V = Volumen.

Como «U_e+PV» se refiere al calor contenido o entalpía «H_p» entonces puede escribirse $Q_e = -\Delta H_p$. Así, el calor de explosión a presión constante es igual al cambio de entalpía, y puede estimarse estableciéndose el balance térmico de la reacción, multiplicando los calores de formación de los productos finales por el número de moles que se forman de cada uno, y sumándolos, para restar a continuación el calor de formación del explosivo.

$$\Delta H_{p\ (explosivo)} = H_{p\ (productos)} - H_{p\ (explosivo)}$$

Si se considera, por ejemplo, el ANFO se tendrá:

$$3\ NH_4O_3 + 1CH_2 \longrightarrow CO_2 + 7H_2O + 3N_2$$

$$H_{p\ (explosivo)} = 3\ (-87,3) + (-7) = -268,0\ kcal.$$

$$H_{p\ (productos)} = (-94,1) + 7\ (-57,8) + 3(0) = -498,7\ kcal.$$

$$Q_{mp} = -\Delta H_{p\ (explosivo)} = -[-498,7 + 268,9] = 229,8\ kcal.$$

Como el peso molecular del explosivo «P_m» es:

$$P_m = 3\ (80,1) + 1\ (14) = 254,3\ g.$$

el Calor de Explosión por kilogramo que resulta es:

$$Q_{kp} = \frac{229,8\ kcal}{254,3\ g} \times 1000\ g/kg = 903,7\ kcal/kg.$$

El calor a presión constante no tiene interés técnico, pues el proceso de la detonación tiene lugar a volumen constante. Así, para calcular éste último es necesario incrementar el calor a presión constante con el trabajo consumido en la expansión adiabática.

$$Q_{mv} = Q_{mp} + 0,58 \times n_{pg}$$

siendo:

n_{pg} = Número de moles de los productos gaseosos.

Y si en vez del calor desprendido por mol se desea conocer el correspondiente a un kilogramo de explosivo, tendremos:

$$Q_{kv} = \frac{Q_{mv} \times 1000}{P_m}$$

Así, en el ejemplo anterior resultará:

$$Q_{mv} = 229,8 + 11 \times 0,58 = 236,18\ kcal/mol.$$

$$Q_{kv} = \frac{236,18 \times 1000}{254,3} = 928,74\ kcal/kg.$$

Si existen productos sólidos entre los de explosión, SiO_2, Al_2O_3, cloruros, carbonatos, etc., en la primera fase de la explosión se invierte calor de la reacción en su fusión, por lo que el calor total calculado debe disminuirse con el correspondiente al producto de la cantidad del componente sólido por el calor latente de fusión.

6. BALANCE DE OXIGENO

Salvo la NG y el NA, la mayoría de los explosivos son deficientes en oxígeno, pues no tienen oxígeno sufi-

TABLA 9.1. CALORES DE FORMACION Y PESOS MOLECULARES DE ALGUNOS EXPLOSIVOS Y PRODUCTOS DE EXPLOSION

SUSTANCIA	FORMULA	PESO MOLECULAR	CALOR DE FORMACION (kcal/mol)
Alúmina anhidra	Al_2O_3	102,0	− 399,1
Gas oil	CH_2	14,0	− 7,0
Nitrometano	CH_3O_2N	61,0	− 21,3
Nitroglicerina	$C_3H_5O_9N_3$	227,1	− 82,7
Pentrita	$C_5H_8O_{12}N_4$	316,1	− 123,0
Trilita	$C_7H_5O_6N_3$	227,1	− 13,0
Monóxido de carbono	CO	28,0	− 26,4
Dióxido de carbono	CO_2	44,0	− 94,1
Agua	H_2O	18,0	− 57,8
Nitrato amónico	NH_4NO_3	80,1	− 87,3
Aluminio	Al	27,0	0,0
Carbono	C	12,0	0,0
Nitrógeno	N	14,0	0,0
Oxido de Nitrógeno	NO	30,0	+ 21,6
Dióxido de Nitrógeno	NO_2	46,0	+ 8,1

Fuente: KONYA Y WALTER (1990).

ciente para convertir cada átomo de carbono e hidrógeno presentes en la molécula explosiva en dióxido de carbono y agua. Normalmente, un explosivo no utiliza el oxígeno atmosférico durante el proceso de detonación. Por esto, el calor generado por la explosión de un producto deficiente en oxígeno es menor que el generado en condiciones de oxidación completa.

El balance de oxígeno se expresa como un porcentaje que es igual a la diferencia entre el 100% y el porcentaje calculado (oxígeno presente-oxígeno necesario). En el caso de deficiencia de oxígeno el balance se da con signo negativo. En muchos explosivos la sensibilidad, la potencia y el poder rompedor aumentan conforme lo hace el balance de oxígeno, hasta alcanzar un máximo en el punto de equilibrio.

Así, para el TNT se tiene:

$$2\ CH_3C_6H_2\ (NO_2)_3 \longrightarrow 12\ CO + 2CH_4 + H_2 + 3N_2$$

se necesitan 16,5 moles de O_2 para alcanzar el equilibrio de oxígeno de 2 moles de TNT u 8,25 moles de O_2 por mol de TNT. El balance de oxígeno de la reacción será:

$$100\% - \left(\frac{3{,}00}{8{,}25} \times 100\right) = 63{,}6\%, \text{ expresado como } -63{,}6\%.$$

En los explosivos con balance de oxígeno positivo, el oxígeno disponible se combina con los átomos de carbono para formar CO_2 y óxidos de nitrógeno, algunos de color rojo. Los humos rojos indican una cantidad de combustible insuficiente en la reacción, que puede ser debida a una mezcla, segregación o pérdida de combustible.

Los explosivos con balance de oxígeno negativo forman óxidos incompletos, en particular CO, que es venenoso e incoloro. Los gases nitrosos se reducen mucho, por lo que en bastantes casos los explosivos se formulan con un pequeño balance de oxígeno negativo.

7. VOLUMEN DE EXPLOSION

Es el volumen que ocupan los gases producidos por un kilogramo de explosivo en condiciones normales. El volumen molecular, o volumen de la molécula gramo de cualquier gas, en condiciones normales es 22,4 l.

Si se considera por ejemplo la NG, se tiene:

$$4\ C_3H_5\ (NO_3)_3 \longrightarrow 12\ CO_2 + 10H_2O + 6\ N_2 + O_2$$

La explosión de 1 g-mol de NG genera 29/4 = 7,25 g/mol de productos gaseosos a 0°C y a presión atmosférica, por lo que el volumen de explosión será:

$$7{,}25\ \text{g-mol} \times 22{,}4\ \text{l/g-mol} = 162{,}4\ \text{l.}$$

A una temperatura mayor el volumen de gases aumenta de acuerdo con la ley de Gay-Lussac. Así, para el caso anterior considerando un incremento de 15°C se tiene:

$$162{,}4 \times \frac{283}{273} = 171{,}3\ \text{l.}$$

Normalmente, el volumen de explosión se expresa en términos de moles de gas por kilogramo de explosivo.

$$\frac{n_{pg} \times 1000}{n_{ex} \times P_m}$$

donde:

n_{pg} = Moles de productos gaseosos.
n_{ex} = Moles de explosivo.
P_m = Peso molecular del explosivo.

Para el ejemplo anterior se obtiene un valor de 31,9 moles de gas por kg de NG.

8. ENERGIA MINIMA DISPONIBLE

Se entiende por energía mínima disponible la cantidad de trabajo que realizan los productos gaseosos de una explosión cuando la presión permanece constante a 1 atm. Por ejemplo, la nitroglicerina al detonar produce un incremento del volumen molecular del 700%, mientras que la presión resistente se mantiene constante.

La ecuación diferencial para el trabajo de expansión «w_e» es:

$$dw_e = F_e \times dl$$

donde:

F_e = Magnitud de la fuerza.
dl = Elemento de distancia a través de la que se aplica la fuerza.

Como la fuerza es igual a la presión por unidad de superficie, puede escribirse:

$$dw_e = P \times A_s \times dl$$

pero al ser «$A_s \times dl$» el cambio de volumen experimentado por los productos gaseosos, ya que «P» es constante, se tiene:

$$\int_{w_{e1}}^{w_{e2}} dw_e = P \times \int_{V_1}^{V_2} dV$$

o

$$w_e = P \times (V_2 - V_1)$$

donde:

w_e = Trabajo de expansión.
P = Presión resistente (1 atm).
V_1 = Volumen de explosivo.
V_2 = Volumen de los gases de explosión.

Como el volumen del explosivo «V_1» es despreciable frente al volumen de los gases producidos «V_2», la cantidad de trabajo disponible viene dada por:

$$w_e = P \times V_2$$

Para el caso de 1g-mol de nitroglicerina, sustituyendo en la ecuación anterior, se tiene:

$w_e = 1 \text{ atm} \times 171{,}3 \text{ litros} = 171{,}3 \text{ litros.atm}$
$w_e = 1 \times 171{,}3 \times 10{,}23 = 1.752{,}4 \text{ kgm}$

Esa cantidad de trabajo se considera que es la energía mínima disponible.

9. TEMPERATURA DE LA EXPLOSION

Como en cualquier caso de combustión, la temperatura absoluta viene dada por:

$$T_e = \frac{Q_{kv}}{\Sigma (m_r \times c_e)}$$

donde:

Q_{kv} = Calor total desprendido a volumen constante.
m_r = Peso en kg de cada uno de los productos de la reacción.
c_e = Calores específicos a la temperatura T_e.

Como «$c_e = f(T_e)$», Kast y Beyling publicaron unas funciones de la forma «$c_e = a - \frac{b}{T_e}$»para cada uno de los productos, de tal manera que se puede establecer:

$$m_1 \times a_1 - \frac{m_1 \times b_1}{T_e}$$

$$m_2 \times a_2 - \frac{m_2 \times b_2}{T_e}$$

$$m_n \times a_n - \frac{m_n \times b_n}{T_e}$$

de donde:

$$T_e \times [m_1 \times a_1 + m_2 \times a_2 \text{ ——} + m_n \times a_n - \frac{1}{T_e}(m_1 \times b_1 + m_2 \times b_2 + \text{ ——} + m_n \times b_n)] = Q_{kv}$$

y por tanto: $T_e = \frac{Q_{kv} + \Sigma\, m_r \times b}{\Sigma\, m_r \times a}$

La función «$a - \frac{b}{T_e}$» para los productos de explosión son:

Del vapor de agua	(0,943 – 1153/Te)	kcal/kg
Del nitrógeno	(0,234 – 49,0/Te)	»
Del oxígeno sobrante	(0,212 – 34,4/Te)	»
Del óxido de carbono	(0,246 – 67,7/Te)	»
Del anhídrido carbónico	(0,290 – 87,8/Te)	»

Para los productos sólidos la influencia de la temperatura es menor y se puede despreciar, tomando así:

ClNa	0,219	kcal/kg
SiO_2	0,190	»
Al_2O_3	0,200	»
CO_3Na_2	0,362	»
CO_3Ca	0,320	»
MnO	0,201	»
CO_3K_2	0,278	»
ClK	0,172	»
CaO	0,228	»
Fe_2O_3	0,145	»

10. PRESION DE EXPLOSION

Para los gases perfectos se cumple la relación «$P \times V = R \times T_e$», pero para los gases reales se puede aplicar la Ley de Van der Waals:

$$\left(P + \frac{a}{V^2}\right) \times (V - b) = R \times T_e$$

En explosivos se desprecia el valor $\frac{«V - b»}{V^2}$, de donde se deduce la llamada Ley de Sarrau ($b = \alpha$)

$$P \times (V - \alpha) = R \times T_e$$

El valor de «α» sería igual a cero en el caso de los gases perfectos, en los que «$V = 0$» cuando «$P = \infty$ ». Cuando esto no ocurre «$V = \alpha$», que representa el volumen de las moléculas gaseosas.

Si además existe un cuerpo sólido incompresible al hacerse «$P = \infty$ », este sólido conserva prácticamente su volumen «α'». Luego el «Covolumen», en los gases y productos de una explosión, es igual a «$\alpha + \alpha'$». Aunque éste es un concepto teórico, se acude a él para cálculos aproximados, igualando «α» al volumen de los gases a 20°C por kilogramo de explosivo, dividido por 1.000, es decir:

$$\alpha = \frac{V_{k20}}{1000}$$

manteniendo «α'» con un valor concreto.

Si en la ecuación de Sarrau se considera «V» (volumen del barreno aproximadamente igual al del cartucho, en la primera fase de la explosión) y una densidad del explosivo «ρ_e», expresada en kg/l, para un kg de explosivo, se tendrá «$V = \frac{1}{\rho_e}$» y entonces:

$$P = R \times T_e \times \frac{\rho_e}{1 - \alpha \times \rho_e}$$

expresión que recibe el nombre de Noble y Abel. Al producto «$R \times T_e$» se le denomina «Presión o Fuerza Específica — f_s», que puede interpretarse como la presión de 1 kg de explosivo que ocupara un litro de volumen y cuyos gases de explosión fueran perfectos «$\alpha = 0$». Es un concepto teórico que simplifica algunas fórmulas y permite comparar explosivos.

A partir de «f_s» se obtiene el valor de «P».

$$P = \frac{f_s}{V - \alpha} \text{ y como } \frac{1}{V} = \rho_e$$

la presión «P» en MPa, cuando «ρ_e» se expresa en kg/m^3, viene dada por:

$$P = f_s \times \frac{\rho_e \times 10^{-1}}{1 - \alpha \times \rho_e} \text{ o bien}$$

$$P = 0{,}03526 \times V_{K20} \times T_e \times \frac{\rho_e}{1 - \alpha \times \rho_e}$$

El valor de «α» ha sido estimado por Hino (1959) a partir del volumen específico «V_s» (volumen del explosivo o del barreno entre la masa de explosivo):

$$\alpha = 0{,}92 \times [1 - 1{,}07 \times e^{-1{,}39 \times V_s}]$$

BIBLIOGRAFIA

— AGUILAR, F.: «Los Explosivos y sus Aplicaciones». Editorial Labor, S.A. 1978.

— KONYA, C.J. y WALTER, E.J.: «Surface Blast Design». Prentice Hall. 1990.

— MANON, J. J.: «The Chemistry and Physics of Explosives». E/MJ. January, 1977.

— MUÑIZ, E.: «Apuntes de Explosivos». E.T.S. Ingenieros de Minas de Madrid. 1986.

— PRESTON, C. J.: «New Methods in Production Blast Monitoring and Optimization». Du Pont Canadá. Inc. 1983.

Capítulo 10

PROPIEDADES DE LOS EXPLOSIVOS

1. INTRODUCCION

Los explosivos convencionales y los agentes explosivos poseen propiedades diferenciadoras que los caracterizan y que se aprovechan para la correcta selección, atendiendo al tipo de voladura que se desea realizar y las condiciones en que se debe llevar a cabo.

Las propiedades de cada grupo de explosivos permiten además predecir cuáles serán los resultados de fragmentación, desplazamiento y vibraciones más probables.

Las características más importantes son: potencia y energía desarrollada, velocidad de detonación, densidad, presión de detonación, resistencia al agua y sensibilidad. Otras propiedades que afectan al empleo de los explosivos y que es preciso tener en cuenta son: los humos, la resistencia a bajas y altas temperaturas, la desensibilización por acciones externas, etc.

2. POTENCIA Y ENERGIA

La potencia es, desde el punto de vista de aplicación industrial, una de las propiedades más importantes,ya que define la energía disponible para producir efectos mecánicos.

Existen diferentes formas de expresar la *potencia* (Strength) de un explosivo. En las antiguas dinamitas (Straight dynamites) era el porcentaje de nitroglicerina el parámetro de medida de la potencia. Posteriormente, con la sustitución parcial de la nitroglicerina por otras sustancias, y la realización de ensayos comparativos de laboratorio, se pasó a hablar de *Potencia Relativa por Peso* (Relative Weight Strength) y *Potencia Relativa por Volumen* (Relative Bulk Strength). Así, es frecuente referir la potencia de un explosivo en tantos por ciento de otro que se toma como patrón, Goma pura, ANFO, etc., al cual se le asigna el valor 100.

Existen varios métodos prácticos para medir la potencia o la energía disponible de un explosivo, todos ellos muy discutibles debido a las peculiaridades que presentan y a su repercusión en los resultados cuando se comparan con los rendimientos obtenidos en las voladuras.

2.1. Método Traulz

Determina la capacidad de expansión que produce la detonación de 10 g de explosivo en el interior de un bloque cilíndrico de plomo. Fig. 10.1. La diferencia entre el volumen total obtenido y el volumen inicial de 62 cm^3 da el valor Traulz real.

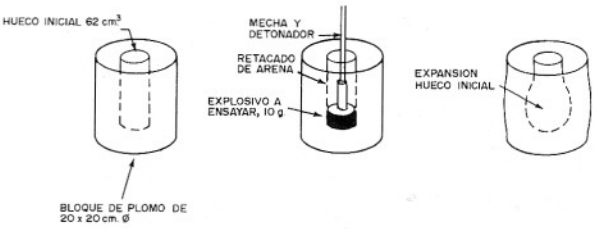


Figura 10.1. *Ensayo Traulz.*

Cuando se compara el volumen con el producido con 7 g de ácido pícrico se obtiene el denominado «Indice Traulz». Si el explosivo de referencia es la Goma pura, la potencia se expresa en relación a la misma como un porcentaje.

Como los explosivos más potentes tienden a dar un incremento de volumen mayor que el que corresponde a su potencia real, el CERCHAR definió el Coeficiente de Utilización Práctica «C.U.P.» que se basa en la comparación de pesos de explosivos «C_{ex}» que producen volúmenes iguales al de una carga patrón de 10 ó 15 g de ácido pícrico.

$$C.U.P. = \frac{15}{C_{ex}} \times 100$$

2.2. Mortero Balístico

Consiste en comparar la propulsión de un mortero de acero montado sobre un péndulo balístico por efecto de los gases cuando se hace detonar una carga de 10 g de explosivo. El índice T.M.B. se calcula a partir de la ecuación:

$$T.M.B. = 100 \times \frac{1 - \cos \alpha}{1 - \cos \beta}$$

donde «α» y «β» son los ángulos registrados en el retroceso del péndulo, correspondientes al explosivo a ensayar y al explosivo patrón.

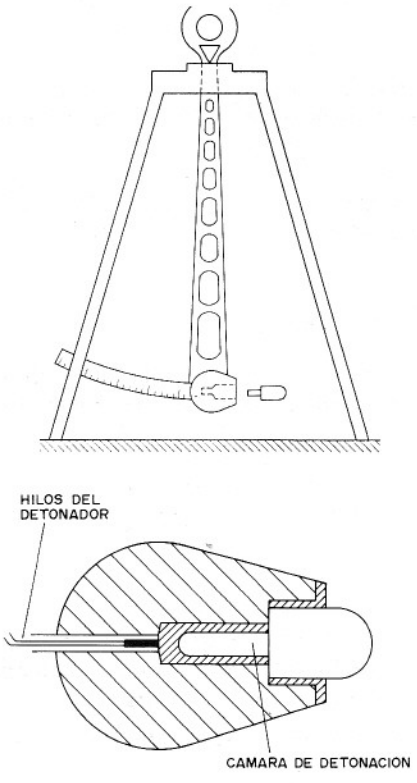


Figura 10.2. *Mortero balístico.*

Los dos procedimientos descritos dan buenos resultados con los explosivos tipo dinamita, pero no son aplicables a agentes explosivos, como el ANFO o los hidrogeles, debido a:

— El pequeño diámetro utilizado en el péndulo (20 mm) y en el ensayo Traulz (25 mm), pues son inferiores al diámetro crítico de esos explosivos.
— El retacado de 2 cm que se emplea en el ensayo Traulz es proyectado por los gases antes de que éstos efectúen un trabajo efectivo.
— En el mortero la carga se encuentra desacoplada.
— Y, sobre todo, esas pruebas sólo son adecuadas cuando los explosivos son sensibles a la iniciación por detonadores y los tiempos de reacción son pequeños.

2.3. Método de la Potencia Sísmica

Consiste en hacer detonar una carga de explosivo en un medio rocoso isótropo, y registrar la perturbación sísmica producida a una distancia determinada.

Como explosivo patrón suele tomarse el ANFO y se supone que la variación de las vibraciones es proporcional a la energía del explosivo elevada a 2/3. Este método se considera poco adecuado para medir la energía disponible de un explosivo.

2.4. Método del Cráter

Se basa en la determinación de la *Profundidad Crítica* y la *Profundidad Optima,* que son aquellas para las que una carga de explosivo rompe la roca en superficie y produce el cráter de mayor volumen respectivamente.

El principal inconveniente de este sistema se encuentra en la necesidad de realizar numerosos tiros y la dificultad de disponer de un banco de pruebas en roca homogénea.

2.5. Método del Aplastamiento de un Cilindro

Define el *Poder Rompedor* de un explosivo, que está relacionado con la capacidad de fragmentación de la roca, por medio del aplastamiento que produce una carga sobre un molde cilíndrico de metal. Existen varios métodos, como son el de Kast y el de Hess, pero éste último es el más empleado.

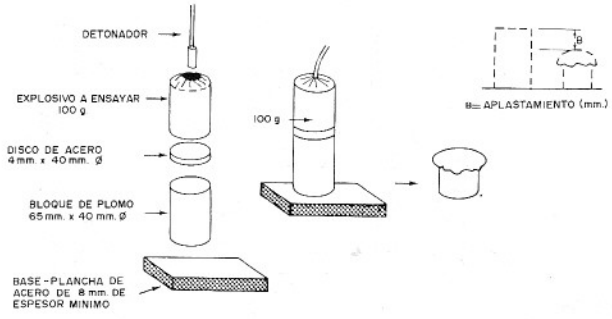


Figura 10.3. *Ensayo Hess.*

Este ensayo refleja bien la energía de la onda de tensión que está ligada a la presión de detonación.

2.6. Método de la placa

Sobre una placa de acero o aluminio se detona una carga cilíndrica de explosivo. La deformación que produce da una medida cuantitativa de la energía de la

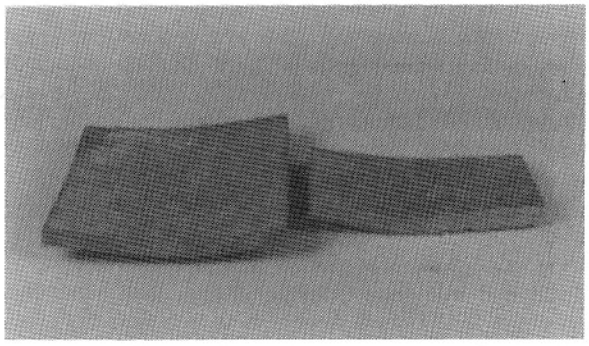


Foto 10.1. *Ensayo sobre placa.*

detonación. Los resultados de esta prueba están sometidos a amplias variaciones si no se mantiene la geometría de la carga de explosivo, el punto y el sistema de iniciación, y además están sesgados favorablemente hacia los explosivos con una mayor energía de la onda de choque.

2.7. Medida de energía bajo el agua

Esta técnica de cuantificación de la energía desarrollada por el explosivo fue sugerida por Cole hace más de 30 años, y se caracteriza por ser una de las más completas al permitir efectuar pruebas con unas geometrías de las cargas semejantes a las introducidas en los barrenos y llegar a determinar por separado la energía vinculada a la onda de choque, que a partir de ahora llamaremos *Energía de Tensión*-ET, y la energía de los gases de detonación, también llamada *Energía de Burbuja*-EB, así como la posibilidad de evaluar la influencia del sistema de iniciación en la energía desarrollada por un explosivo.

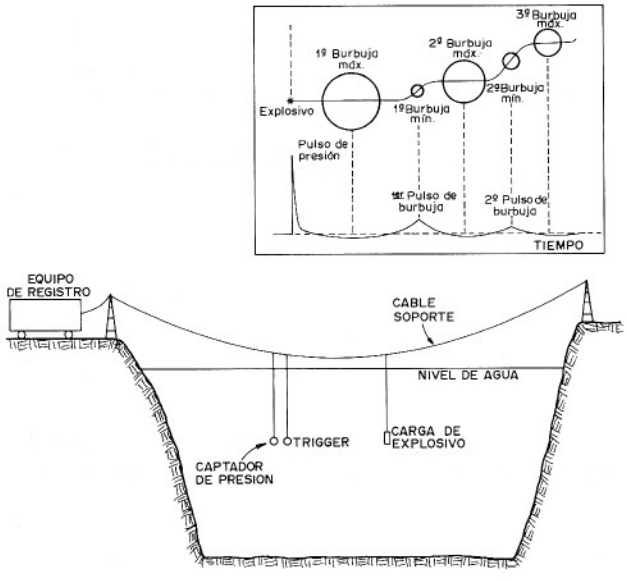


Figura 10.4. *Voladuras subacuáticas para la determinación de la energía de un explosivo.*

De acuerdo con Blanc (1984), si «$p_h(t)$» es la presión de la onda de choque hidráulica y «t_B» el primer seudoperíodo de oscilación de la burbuja formada por los gases después de la detonación, se tiene:

$$ET = \frac{4\,\pi DS^2}{\rho_0 \times VH} \times \int_{t_1}^{t_2} p_h(t) \times dt$$

$$EB = K \times \left[\frac{P_h^{\,5}}{\rho_0^{\,3}}\right]^{\frac{1}{2}} \times t_B^{\,3} \text{ (Fórmula de Willis)}$$

donde:

DS = Distancia de la carga al captador de presión.
ρ_0 = Masa volumétrica del agua.
VH = Celeridad de la onda de choque en el agua.
t_1, t_2 = Intervalo de integración.
K = Constante.
P_h = Presión total a la que se encuentra la carga sumergida (Hidrostática + Atmosférica).

Este método es muy útil para comparar los rendimientos de explosivos similares bajo las mismas condiciones de ensayo. Actualmente, es el procedimiento más empleado para evaluar la energía de los explosivos, pues salvo la componente de Energía Térmica el resto quedan fielmente cuantificadas.

2.8. Fórmulas Empíricas

1. La fórmula sueca propuesta para determinar la *Potencia Relativa en Peso* «PRP» de un explosivo es:

$$PRP = \frac{5}{6} \times \frac{Q_e}{Q_0} + \frac{1}{6} \times \frac{VG}{VG_0}$$

donde:

Q_0 = Calor de explosión de 1 kg de explosivo LFB (5 MJ/kg) en condiciones normales de presión y temperatura.

Q_e = Calor de explosión de 1 kg del explosivo a emplear.

VG_0 = Volumen de los gases liberados por 1 kg de explosivo LFB (0,85 m^3/kg).

VG = Volumen de los gases liberados por el explosivo a emplear.

Como en algunas ocasiones la potencia se refiere al ANFO, primero puede calcularse la potencia con respecto al explosivo patrón LFB y el valor obtenido dividirse por 0,84 que es la potencia relativa del ANFO con respecto a dicho explosivo. El ANFO tiene unos valores de «Q_e» y «VG» de 3,92 MJ/kg y 0,973 m^3/kg respectivamente.

2. Paddock (1987) sugiere comparar los explosivos mediante el denominado *Factor de Potencia,* definido por

$$FP = PAP_x \times VD \times \rho_e$$

donde:

PAP_x = Potencia Absoluta en Peso del explosivo (x) (cal/g).

VD = Velocidad de detonación (m/s).

ρ_e = Densidad de explosivo (g/cm^3).

Si se toma el ANFO como explosivo patrón, se cumplirá:

PAP_{ANFO} = 890 cal/g

$PAV_{ANFO} = PAP_{ANFO} \times \rho_e = 890 \times 0{,}82 = 730$ cal/cm^3

$$PRP_x = \frac{PAP_x}{PAP_{ANFO}}$$

3. Otra expresión empleada para calcular la *Potencia Relativa en Peso* es

$$PRP = \left(\frac{\rho_e \times VD^2}{\rho_0 \times VD_0^2} \right)^{1/3}$$

donde:

ρ_e = Densidad del explosivo (g/cm^3).

VD = Velocidad de detonación (m/s).

ρ_0 y VD_0 se refieren al explosivo patrón.

3. VELOCIDAD DE DETONACION

Es la velocidad a la que la onda de detonación se propaga a través del explosivo y, por lo tanto, es el parámetro que define el ritmo de liberación de energía.

Los factores que afectan a la «VD» son: la densidad de la carga, el diámetro, el confinamiento, la iniciación y el envejecimiento del explosivo. Para los tres primeros, conforme aumentan dichos parámetros las «VD» resultantes crecen significativamente. Fig. 10.5.

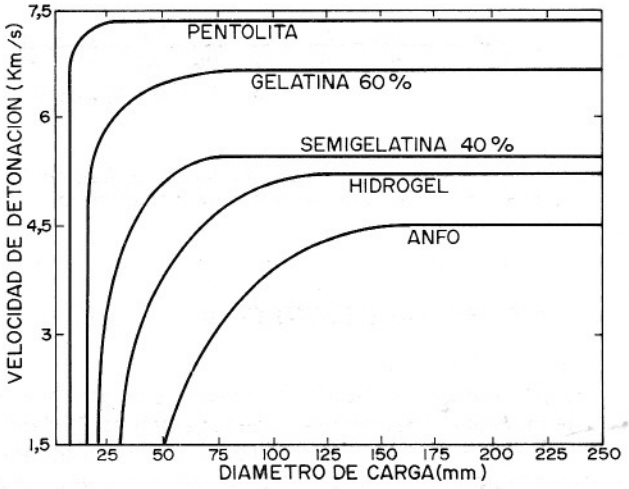


Figura 10.5. *Influencia del diámetro de la carga sobre la velocidad de detonación (Ash, 1977).*

En cuanto a la iniciación, si no es lo suficientemente enérgica puede hacer que el régimen de detonación comience con una velocidad baja, y con respecto al envejecimiento, éste hace que la «VD» también disminuya al reducirse el número y volumen de las burbujas de aire, sobre todo en los explosivos gelatinosos, ya que son generadores de puntos calientes.

Existen diversos métodos de medida de la «VD», entre los que destacan:

— Método D'Autriche.
— Kodewimetro.
— Cronógrafo.

3.1. Método D'Autriche

Se basa en comparar la «VD» del explosivo con la velocidad ya conocida de un cordón detonante. Se coge un cordón con una longitud determinada y se marca el punto medio del mismo, que se hace coincidir con una señal efectuada sobre una plancha de plomo en la cual se apoya, y a continuación, se insertan los extremos del cordón dentro del explosivo a una distancia prefijada «d». La carga de explosivo, que puede estar alojada en un tubo metálico, se inicia en uno de los lados con un detonador. Como la onda de choque energetiza a su vez en instantes diferentes a los extremos del cordón, la colisión de las ondas 1 y 2 tiene lugar sobre la plancha a una distancia «a» del punto medio del cordón. Así pues, la «VD_e» del explosivo se determinará a partir de:

$$VD_e = \frac{VD_c \times d}{2\,a}$$

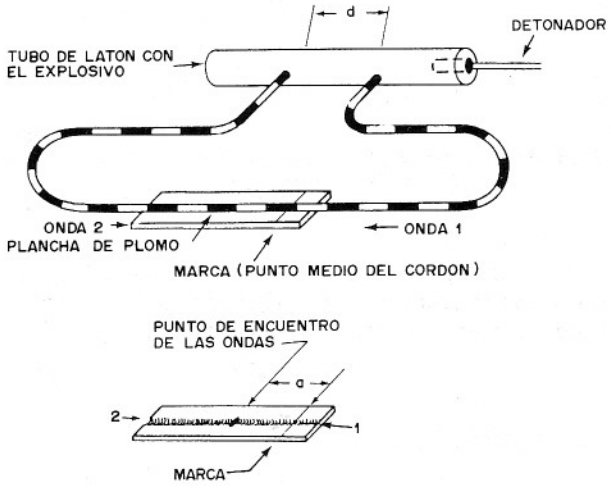


Figura 10.6. *Método D'Autriche.*

3.2. Kodewimetro

Se basa en la variación de la resistencia de un cable sonda que atraviesa axialmente una columna de explosivo. Por medio de un equipo, denominado Kodewimetro, conectado a un osciloscopio se mide la variación de tensión que es proporcional a la resistencia, al mantener en el circuito una intensidad de corriente constante. Al avanzar la onda de detonación a lo largo del explosivo, la resistencia eléctrica disminuye determinándose la «VD» a partir de la tensión a la cual es proporcional.

3.3. Cronógrafo

Con dos sensores introducidos en el explosivo y colocados a una distancia determinada, puede calcularse la «VD» sin más que medir el tiempo de activación de cada sensor. En la actualidad, existen instrumentos

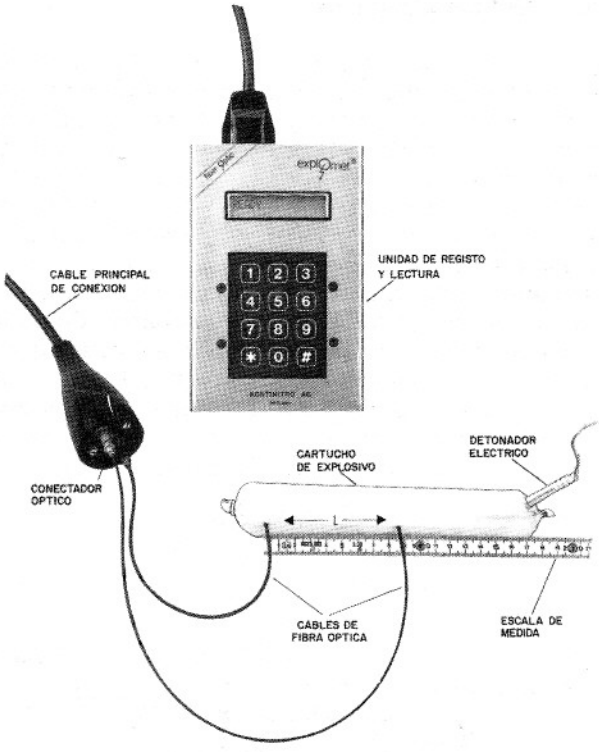


Foto 10.2. *Medida de la velocidad de detonación con cronógrafo (Kontinitro A.G.).*

que son capaces de dar la «VD» directamente y con una elevada precisión. Los sensores pueden ser eléctricos, o más modernamente de fibra óptica.

4. DENSIDAD

La densidad de la mayoría de los explosivos varía entre 0,8 y 1,6 g/cm^3, y al igual que con la velocidad de detonación cuanto mayor es, más intenso es el efecto rompedor que proporciona.

En los agentes explosivos la densidad puede ser un factor crítico, pues si es muy baja se vuelven sensibles al cordón detonante que los comienza a iniciar antes de la detonación del multiplicador o cebo, o de lo contrario, si es muy alta, pueden hacerse insensibles y no detonar. Esa densidad límite es la denominada *Densidad de Muerte,* que se definirá más adelante.

La densidad de un explosivo es un factor importante para el cálculo de la cantidad de carga necesaria para una voladura. Por regla general, en el fondo de los barrenos, que es donde se necesita mayor concentración de energía para el arranque de la roca, se utilizan explosivos más densos, como son los gelatinosos e hidrogeles, mientras que en las cargas de columna se requieren explosivos menos densos, como son los pulverulentos y los de base ANFO.

La concentración lineal de carga «q_l» en un barreno de diámetro «D» y una densidad «ρ_e», se calcula a partir de:

$$q_l \text{ (kg/m)} = 7{,}854 \times 10^{-4} \times \rho_e \times D^2$$

donde:

ρ_e = Densidad del explosivo (g/cm^3).

D = Diámetro de carga (mm).

Cuando los barrenos tienen una gran longitud, un fenómeno que suele estar presente es la variación de la densidad del explosivo a lo largo de la columna del mismo, como consecuencia de la presión hidrostática. En la Figura 10.7. se representan las curvas correspondientes a la densidad en el fondo del barreno y la densidad media de toda la columna, en función de su altura, para una emulsión con una densidad de encartuchado de 1,02 g/cm^3 y una densidad básica de 1,35 g/cm^3, cargada en barrenos de 250 mm de diámetro.

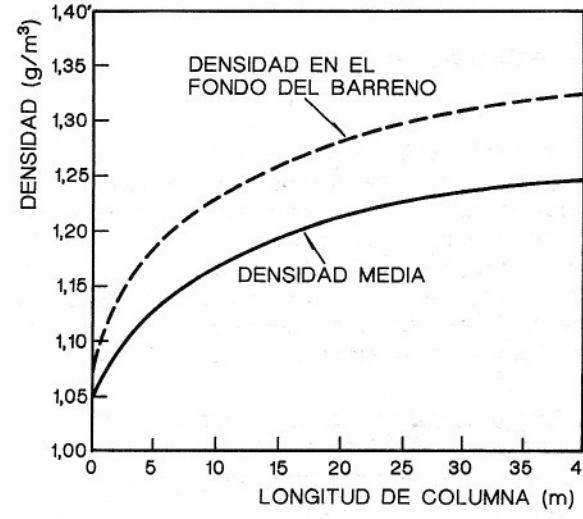


Fig. 10.7. *Curvas de densidad de una emulsión en función de la profundidad de los barrenos en condiciones secas.*

5. PRESION DE DETONACION

La presión de detonación de un explosivo es función de la densidad y del cuadrado de la velocidad de detonación. Se mide en el plano C-J de la onda de detonación cuando se propaga a través de la columna de explosivo, como ya se ha indicado.

Aunque la presión de detonación de un explosivo depende, además de la densidad y de la «VD», de los ingredientes de que esté compuesto, una fórmula que permite estimar dicho parámetro es:

$$PD = 432 \times 10^{-6} \times \rho_e \times \frac{VD^2}{1 + 0{,}8 \times \rho_e}$$

donde:

PD = Presión de detonación (MPa).

ρ_e = Densidad del explosivo (g/cm^3).

VD = Velocidad de detonación (m/s).

Los explosivos comerciales tienen una «PD» que varía entre 500 y 1.500 MPa. Generalmente, en rocas duras y competentes la fragmentación se efectúa más fácilmente con explosivos de alta presión de detonación, debido a la directa relación que existe entre esta variable y los mecanismos de rotura de la roca.

6. ESTABILIDAD

Los explosivos deben ser químicamente estables y no descomponerse en condiciones ambientales normales. Un método de probar la estabilidad es mediante la prueba Abel, que consiste en el calentamiento de una muestra durante un tiempo determinado y a una temperatura específica, observando el momento en que se inicia su descomposición. Por ejemplo, la nitroglicerina a 80°C tarda 20 minutos en descomponerse.

La estabilidad de los explosivos es una de las propiedades que está relacionada con el tiempo máximo de almacenamiento de dichas sustancias para que éstas no se vean mermadas en los efectos desarrollados en las voladuras.

7. RESISTENCIA AL AGUA

Es la capacidad para resistir una prolongada exposición al agua sin perder sus características. Varía de acuerdo con la composición del explosivo y generalmente está vinculada a la proporción de nitroglicerina o aditivos especiales que contengan, así las gomas, los hidrogeles y las emulsiones son muy resistentes al agua. Las sales oxidantes, como el nitrato amónico en el ANFO, disminuyen intensamente la resistencia al agua pues son muy higroscópicas.

La escala de clasificación generalmente aceptada va desde: Nula, Limitada, Buena, Muy Buena y Excelente. En la primera, el explosivo no tiene ninguna resistencia al agua, mientras que la última, garantiza una exposición superior a 12 horas.

Foto 10.3. *Resistencia al agua.*

8. SENSIBILIDAD

Esta característica engloba varios significados dependiendo del tipo de acción exterior que se produzca sobre el explosivo.

— **Acción controlada**. La sensibilidad aquí es equivalente a la aptitud a la detonación por un iniciador (e.g. un detonador).

— **Acción incontrolada**. La sensibilidad es una medida de la facilidad con la que un explosivo puede ser detonado por calor, fricción, impacto o choque.

8.1. Sensibilidad a la iniciación

Los explosivos deben ser suficientemente sensibles para ser detonados por un iniciador adecuado. Esta capacidad varía según el tipo de producto, así por ejemplo, para la mayoría de los explosivos gelatinosos se emplean detonadores, mientras que los agentes explosivos requieren en general de un multiplicador o cartucho cebo de mayor presión y velocidad de detonación.

El ensayo de sensibilidad a la iniciación se realiza sobre una placa de plomo en la que se deposita un cartucho de explosivo con unas dimensiones determinadas y con diferentes disparos se determina la potencia mínima del detonador que se precisa. Una clasificación que se emplea es la siguiente: Explosivos sensibles al detonador nº 8 (Cap sensitives) y los no sensibles al detonador nº 8 (Non cap sensitives). El citado detonador, que es el más utilizado, tiene una carga de 2 g mezcla de fulminato de mercurio (80%) y clorato potásico (20%) o una carga de pentrita prensada equivalente.

8.2. Sensibilidad al choque y a la fricción

Algunos explosivos pueden detonar por efecto de estímulos subsónicos, tales como: choques o fricción. Por seguridad es importante conocer su grado de sensibilidad frente a estas acciones, especialmente durante su manipulación y transporte.

El ensayo de resistencia al choque suele realizarse con un martillo de caída (Kast), que consiste en colocar sobre un yunque una muestra de explosivo, generalmente de 0,1 g, sobre la que se deja caer un peso de acero de 0,5 a 10 kg, desde diferentes alturas, para observar si explosiona o no.

A título de ejemplo, con un martillo de 2 kg, el fulminato de mercurio detona con una altura de caída de 1 a 2 cm, la nitroglicerina con 4 a 5 cm, la dinamita con 15 a 30 cm, y los explosivos amoniacales con caídas de 40 a 50 cm.

El ensayo de fricción más utilizado es el de Julius Peter, en el cual se somete a un explosivo a un proceso de rozamiento entre dos superficies de porcelana sin barnizar sobre las que se ejercen diferentes presiones. Tras la prueba se puede apreciar si ha existido carbonización, deflagración o explosión. Los resultados se expresan en kg, que corresponde a la presión con la

que actúa el punzón de porcelana sobre la plaquita en la que se deposita el explosivo.

8.3. Sensibilidad al calor

Los explosivos al ser calentados de forma gradual llegan a una temperatura en que se descomponen repentinamente con desprendimientos de gases, aumentando poco a poco hasta que al final se produce una deflagración o bien una pequeña explosión. A esa temperatura se la denomina *«punto de ignición»*.

En la pólvora varía entre 300° y 350°C y en los explosivos industriales entre 180° y 230°C.

Esta característica es diferente de la sensibilidad al fuego, que indica su facilidad de inflamación. Así, la pólvora a pesar de su buen grado de sensibilidad al calor es muy inflamable, explosionando hasta con una chispa, lo mismo que la nitrocelulosa.

8.4. Diámetro crítico

Las cargas de explosivo con forma cilíndrica tienen un diámetro por debajo del cual la onda de detonación no se propaga o si lo hace es con una velocidad muy por debajo a la de régimen, a dicha dimensión se la denomina *«Diámetro crítico»*.

Los principales factores que influyen en el diámetro crítico de un explosivo son: el tamaño de las partículas, la reactividad de sus constituyentes, la densidad y el confinamiento de los mismos.

9. TRANSMISION DE LA DETONACION

La transmisión por *«simpatía»* es el fenómeno que se produce cuando un cartucho al detonar induce en otro próximo su explosión.

Una buena transmisión dentro de los barrenos es la garantía para conseguir la completa detonación de las columnas de explosivo. Pero cuando esos barrenos se hallan próximos o las cargas dentro de ellos se diseñan espaciadas, se puede producir la detonación por simpatía por medio de la transmisión de la onda de tensión a través de la roca, por la presencia de aguas subterráneas y discontinuidades estructurales o por la propia presión del material inerte de los retacados intermedios sobre las cargas adyacentes. En todos estos casos los resultados de fragmentación y vibraciones se verán perjudicados seriamente.

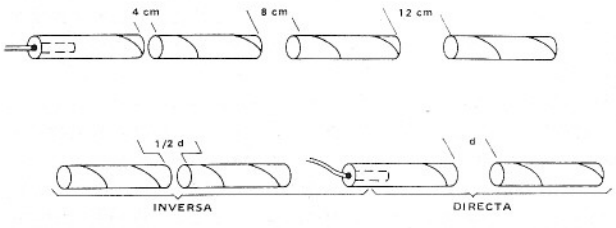


Figura 10.8. *Ensayo de transmisión por simpatía.*

Uno de los métodos para medir la capacidad o aptitud de la propagación por simpatía, también definido como *«Coeficiente de Autoexcitación»*, consiste en determinar la distancia máxima a la que un cartucho cebado hace explotar a otro cartucho receptor sin cebar, estando ambos dispuestos en línea según su eje y apoyados bien sobre una superficie de tierra o metálica, o incluso, dentro de tubos de diferentes materiales o al aire.

En la mayoría de los explosivos industriales las distancias máximas hasta las que se produce la detonación por simpatía están entre 2 y 8 veces su diámetro, dependiendo del tipo de explosivo. Las medidas de los Coeficientes de Autoexcitación pueden efectuarse de forma Directa o Inversa, aunque en este último caso sólo se transmite aproximadamente el 50% de la energía que da la Directa.

Los factores que modifican los resultados de estas pruebas son: el envejecimiento, el calibre de los cartuchos y el sistema utilizado para hacer la prueba.

En cuanto a la transmisión de la detonación entre cargas cilíndricas con barreras inertes, se ha investigado poco desde el punto de vista práctico, pues la mayor parte de las experiencias se han llevado a cabo interponiendo entre la carga cebo y la receptora materiales homogéneos sólidos o líquidos, pero no materiales granulares como los que se emplean en los retacados intermedios, grava de trituración, arena o detritus de perforación.

10. DESENSIBILIZACION

En muchos explosivos industriales, se ha observado que la sensibilidad disminuye al aumentar la densidad por encima de un determinado valor. Este fenómeno, es más acusado en aquellas composiciones o agentes explosivos que no contienen sustancias como el TNT, la Nitroglicerina, etc.

Para los hidrogeles y las mezclas tipo ANFO la variación de sensibilidad con la densidad es mucho mayor que para los explosivos gelatinosos.

En la Fig. 10.9, se observa la influencia de la densidad del ANFO sobre la «VD». Por encima de valores de 1,1 g/cm^3 la velocidad cae drásticamente, por lo que a las densidades y a las presiones que producen esos niveles de confinamiento se las denominan como *«Densidades y Presiones de Muerte»*.

La desensibilización puede estar producida por:

— Presiones hidrostáticas y
— Presiones dinámicas.

El primer caso sólo se suele presentar en barrenos muy profundos y no es por esto muy frecuente.

En la desensibilización dinámica pueden distinguirse a su vez tres situaciones:

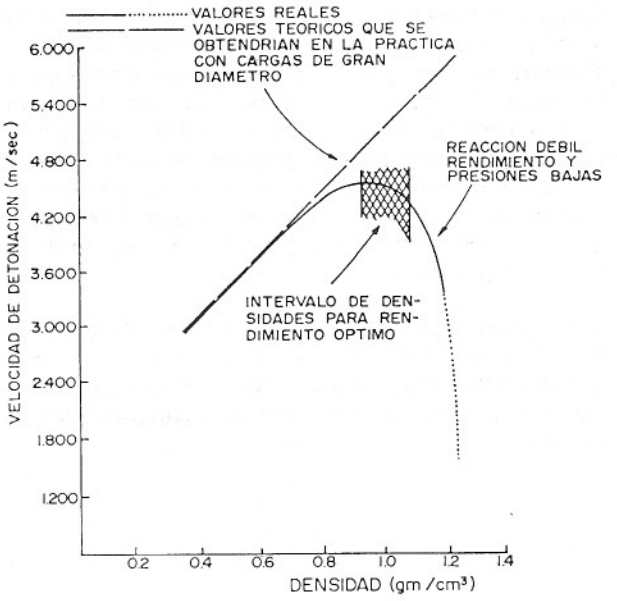


Figura 10.9. *Velocidad de detonación del ANFO en función de la densidad.*

10.1. Desensibilización por cordón detonante

Los cordones detonantes de medio gramaje no inician correctamente a los hidrogeles y emulsiones e incluso pueden llegar a hacerlos insensibles a otros sistemas de cebado.

La explicación para los diferentes tipos de explosivos no es siempre la misma:

— Para el ANFO, el cordón detonante, según su potencia, lo inicia parcialmente o no crea más que un régimen de detonación débil.

— En los hidrogeles, los cordones son insuficientes para crear una onda de detonación estable comprimiendo las burbujas generatrices de «puntos calientes» haciéndolas insensibles a los efectos de un multiplicador o una onda de choque posterior.

— En las emulsiones, los cordones poco potentes pueden romper las estructura de composición prevista para aportar al explosivo su sensibilidad para un cebado posterior.

Todos estos fenómenos dependen en gran medida del diámetro de la carga.

10.2. Desensibilización por efecto canal

Si una columna de explosivo encartuchado se introduce en un barreno de mayor diámetro, la detonación de la carga va acompañada por un flujo de gases que se expanden por el espacio anular vacío comprimiendo al aire. El aire a alta presión ejerce una presión lateral sobre el explosivo, por delante del frente de detonación, resultando un aumento de la densidad y por consiguiente una desensibilización del mismo que puede provocar una caída de la velocidad de detonación.

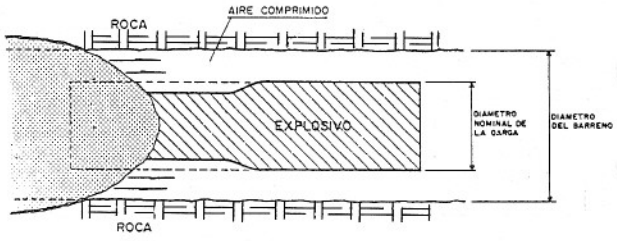


Figura 10.10. *Efecto canal producido sobre un cartucho de explosivo dentro de un barreno de mayor diámetro.*

10.3. Presión ejercida por cargas adyacentes

La desensibilización originada por la detonación de cargas adyacentes puede ser debida al:

— Paso a través de la carga de la onda de choque generada por otras adyacentes.

— Deformación lateral del barreno y consiguiente estrechamiento de la carga debido al movimiento de la roca o agua subterránea.

— Compresión de la carga por empuje del material de retacado intermedio y

— Por infiltración de los gases de explosión a través de fisuras o fracturas abiertas en el macizo.

11. RESISTENCIAS A LAS BAJAS TEMPERATURAS

Cuando la temperatura ambiente se encuentre por debajo de los 8°C, los explosivos que contienen nitroglicerina tienden a congelarse, por lo que se suele añadir una cierta cantidad de nitroglicol que hace bajar el punto de congelación a unos −20°C.

12. HUMOS

La detonación de todo explosivo comercial produce vapor de agua, nitrógeno, dióxido de carbono, y eventualmente, sólidos y líquidos. Entre los gases inocuos citados existe siempre cierto porcentaje de gases tóxicos como el monóxido de carbono y los óxidos de nitrógeno. Al conjunto de todos esos productos resultantes se le designa por «*humos*».

De acuerdo con la proporción de los gases nocivos, se ha establecido una escala de clasificación por grado de toxicidad para la exposición de los operadores después de las voladuras.

TABLA 10.1. CLASES DE HUMOS (INSTITUTE OF MAKERS OF EXPLOSIVES. EE.UU.)

CATEGORIA	VOLUMEN DE GASES NOCIVOS ($CO-NO_2$)-dm^3
1.ª	0 - 4,53
2.ª	4,53 - 9,34
3.ª	9,34 - 18,96

Estas cifras se refieren a los gases producidos por el disparo de una carga de 200 g de explosivo, con su envoltura de papel, en la denominada «Bomba Bichel».

Según esa clasificación los explosivos de primera categoría pueden ser empleados en cualquier labor subterránea, los de segunda sólo en las que se garantice buena ventilación y los de tercera sólo en superficie.

Los agentes explosivos como el ANFO son más tóxicos que las dinamitas, pues generan mayor proporción de óxidos de nitrógeno. De acuerdo con algunas investigaciones, la toxicidad del NO_2 puede llegar a ser hasta 6,5 veces mayor que la del CO para una concentración molar dada.

En España, las concentraciones límites de gases en labores subterráneas que son admisibles, en períodos de ocho horas o tiempos más cortos, están especificadas en la Instrucción Técnica Complementaria: 04.7.02.

BIBLIOGRAFIA

— BLANC, J. P., et THIARD, R.: «L'Energie des Explosifs». Explosifs, 1984.
— DICK, R., et al.: «Explosives and Blasting Procedures Manual». U.S. Bureau of Mines, 1983.
— DRURY, F. C., and WESTMAAS, D. J.: «Considerations Affecting the Selection and Use of Moderns Chemical Explosives». SEE, 1980.
— DU PONT: «Blaster's Handbook», 16th Edition, 1980.
— ELITH, N.: «Measuring the Properties of Explosives». Downline. ICI. September 1986.
— EXSA.: «Manual Práctico de Voladura», 1986.
— HAGAN, T. N.: «Explosives». AMF, 1985.
— HARRIES, G. y BEZTTIE, T.: «The Underwater Testing of Explosives and Blasting». Explosives in Mining Workshop. The Australasian Institute of Mining and Metallurgy. 1988.
— LOPEZ JIMENO, E.: «Implantación de un Método de Cálculo y Diseño de Voladuras en Banco». Tesis doctoral. ETS de Ingenieros de Minas de Madrid, 1986.
— MOHANTY, B.: «Energy, Strength and Performance and their Implications in Rating Commercial Explosives». SEE, 1981.
— MUÑIZ, E.: «Notas de clase». ETS de Ingenieros de Minas de Madrid, 1986.
— «Tipos de Explosivos y Propiedades». I Curso sobre Ingeniería de Arranque de Rocas con Explosivos en Proyectos Subterráneos. Fundación Gómez Pardo, marzo 1986.
— UNION ESPAÑOLA DE EXPLOSIVOS: «Explosivos y Accesorios».

Capítulo 11

EXPLOSIVOS INDUSTRIALES

1. INTRODUCCION

Los explosivos químicos industriales se clasifican en dos grandes grupos según la velocidad de su onda de choque.

a) **Explosivos rápidos y detonantes.** Con velocidades entre 2.000 y 7.000 m/s; y

b) **Explosivos lentos y deflagrantes.** Con menos de 2.000 m/s.

Los deflagrantes comprenden a las pólvoras, compuestos pirotécnicos y compuestos propulsores para artillería y cohetería, casi sin ninguna aplicación en la minería o ingeniería civil, salvo en el caso de rocas ornamentales.

Los explosivos detonantes se dividen en *Primarios y Secundarios* según su aplicación. Los Primarios por su alta energía y sensibilidad se emplean como iniciadores para detonar a los Secundarios, entre ellos podemos mencionar a los compuestos usados en los detonadores y multiplicadores (fulminato de mercurio, pentrita, hexolita, etc.). Los Secundarios son los que se aplican al arranque de rocas y aunque son menos sensibles que los Primarios desarrollan mayor trabajo útil. Estos compuestos son mezclas de sustancias explosivas o no, cuya razón de ser estriba en el menor precio de fabricación, en el mejor balance de oxígeno obtenido, y en las características y propiedades que confieren los ingredientes a las mezclas en lo relativo a sensibilidad, densidad, potencia, resistencia al agua, etc.

Los explosivos industriales de uso civil se dividen a su vez en dos grandes grupos, que en orden de importancia por nivel de consumo y no de aparición en el mercado son:

A. **Agentes explosivos**

Estas mezclas no llevan, salvo algún caso, ingredientes intrínsecamente explosivos. Los principales son:

— ANFO
— ALANFO
— HIDROGELES
— EMULSIONES
— ANFO PESADO

B. **Explosivos convencionales**

Precisan para su fabricación de sustancias intrínsecamente explosivas que actúan como sensibilizadores de las mezclas. Los más conocidos son:

— GELATINOSOS
— PULVERULENTOS
— DE SEGURIDAD

En este capítulo se exponen las características básicas de cada explosivo, las sustancias constituyentes y la influencia de diferentes parámetros sobre la eficiencia alcanzada en las voladuras de rocas.

2. AGENTES EXPLOSIVOS SECOS

Este grupo engloba, como ya se ha indicado, todos aquellos explosivos que no son sensibles al detonador y en cuya composición no entra el agua. El factor común es en todos ellos el Nitrato Amónico, Fig. 11.1, por lo que seguidamente se analizarán algunas de sus propiedades.

2.1. Nitrato Amónico

El Nitrato Amónico (NH_4NO_3) es una sal inorgánica de color blanco cuya temperatura de fusión es 160,6°C. Aisladamente, no es un explosivo, pues sólo adquiere tal propiedad cuando se mezcla con una pequeña cantidad de un combustible y reacciona violentamente con él aportando oxígeno. Frente al aire que contiene el 21% de oxígeno, el NA posee el 60%.

Aunque el NA puede encontrarse en diversas formas, en la fabricación de explosivos se emplea aquel que se obtiene como partículas esféricas o prills porosos, ya que es el que posee mejores características para absorber y retener a los combustibles líquidos y es fácilmente manipulable sin que se produzcan apelmazamientos y adherencias.

La densidad del NA poroso o a granel es aproximadamente 0,8 g/cm^3, mientras que las densidades de las partículas del NA no poroso se acercan a la de los cristales (1,72 g/cm^3), pero con valores algo inferiores (1,40-1,45 g/cm^3) debido a la microporosidad. El NA de mayor densidad no se emplea debido a que absorbe peor al combustible y por lo tanto reacciona

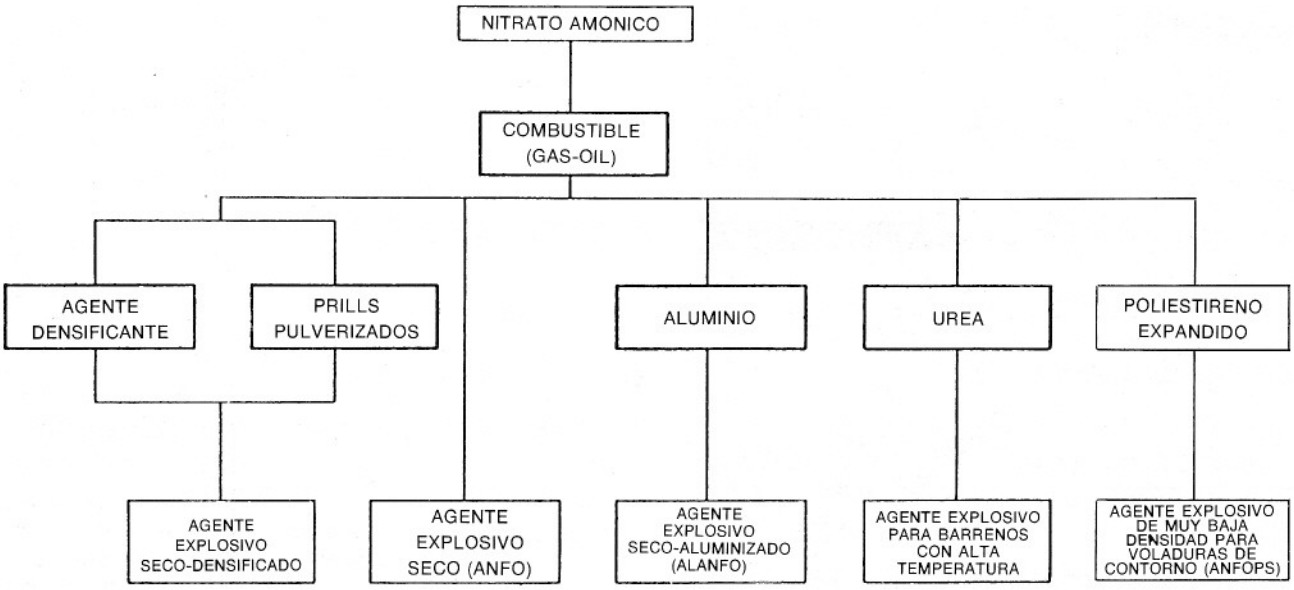


Figura 11.1. *Agentes explosivos secos con base Nitrato Amónico.*

más lentamente con él en el proceso de detonación.

Normalmente, el NA utilizado tiene una microporosidad del 15%, que sumada a la macroporosidad se eleva al 54%.

En cuanto al tamaño de las partículas suele variar entre 1 y 3 mm.

El NA en estado sólido cuando se calienta por encima de 32,1°C, cambia de forma cristalina:

$$\beta \text{ Ortorrómbico} \xrightarrow[+\,32{,}1°C]{} \gamma \text{ Ortorrómbico}$$

Densidad del cristal = 1,72 g/cm^3

Densidad del cristal = 1,66 g/cm^3

Esta transición es acompañada de un aumento de volumen del 3,6%, produciéndose seguidamente la rotura de los cristales en otros más pequeños. Cuando los cristales γ se enfrían y existe algo de humedad tienden a aglomerarse formando grandes terrones.

La solubilidad del NA en el agua es grande y varía ampliamente con la temperatura:

A 10°C el 60,0% solubilidad
A 20°C el 65,4% solubilidad
A 30°C el 70,0% solubilidad
A 40°C el 73,9% solubilidad

de ahí que el ANFO no se utilice en barrenos húmedos.

La higroscopicidad es también muy elevada, pudiendo convertirse en líquido en presencia de aire con una humedad superior al 60%. La adición de sustancias inertes hidrofílicas como el caolín o las arcillas en polvo evitan que el NA absorba humedad, aunque también disminuyen su sensibilidad.

La temperatura ambiente juega un papel importante en el proceso de absorción de la humedad.

En ocasiones, los granos de NA se protegen con sustancias hidrófugas que impiden su humedecimiento superficial.

El NA es completamente estable a temperatura ambiente, pero si se calienta por encima de 200°C en un recipiente cerrado puede llegar a detonar. La presencia de compuestos orgánicos acelera la descomposición y baja la temperatura a la cual ésta se produce. Así con un 0,1% de algodón el NA empieza a descomponerse a los 160°C.

TABLA 11.1

TEMPERATURA AMBIENTE	HUMEDAD A PARTIR DE LA CUAL EMPIEZA LA ABSORCION
10°C	76%
21°C	64%
32°C	59%

2.2. ANFO

En 1947 tuvo lugar una desastrosa explosión de Nitrato Amónico en Texas City (Estados Unidos), ya que esa sustancia se había intentado proteger con parafinas, y sólo un 1% de ésta ya constituía un buen combustible sensibilizante del NA.

Aparte de la propia catástrofe, este hecho hizo centrar la atención de los fabricantes de explosivos en el potencial energético del NA y de sus posibilidades como explosivo dado su bajo precio.

Cualquier sustancia combustible puede usarse con el NA para producir un agente explosivo. En Estados Unidos a finales de los años 50 se empleaba polvo de carbón pero, posteriormente, fue sustituido por combustibles líquidos ya que se conseguían mezclas más íntimas y homogéneas con el NA. El producto que más se utiliza es el gas-oil, que frente a otros líquidos como la gasolina, el keroseno, etc., presenta la ventaja de no tener un punto de volatilidad tan bajo y, por consiguiente, menor riesgo de explosiones de vapor.

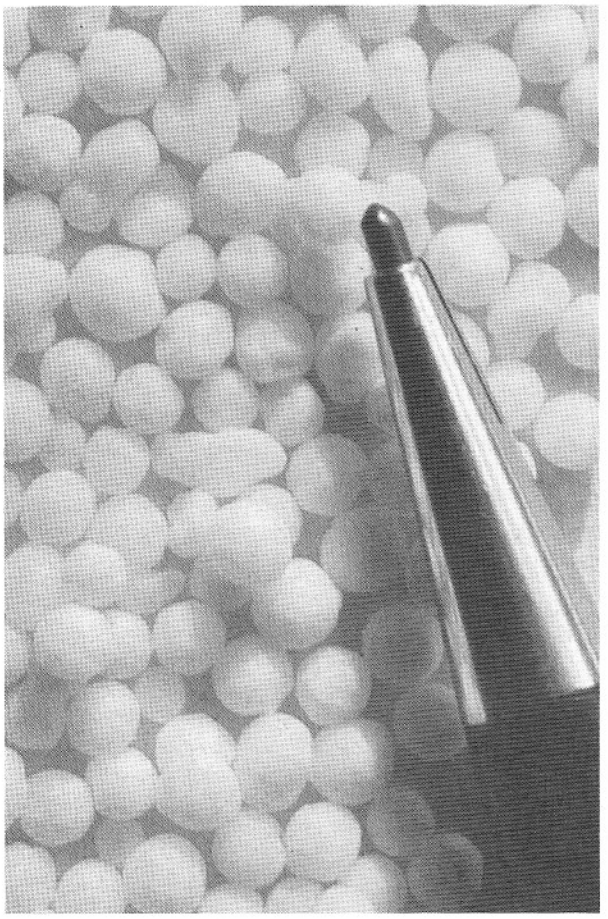


Foto 11.1. *Gránulos o prills de nitrato amónico.*

Los aceites usados se han aprovechado también como combustible, pero tienen los inconvenientes de reducir la sensibilidad a la iniciación y propagación, la velocidad de detonación y el rendimiento energético. Debido a sus altas viscosidades tienden a permanecer en la superficie de los gránulos de NA ocupando los macroporos. Actualmente, no está justificado desde un punto de vista económico la sustitución total o parcial del gas-oil por aceites usados debido a los inconvenientes que entrañan estos productos.

El contenido de combustible juega un papel importantísimo sobre las diferentes propiedades del ANFO. La reacción de descomposición del sistema equilibrado en oxígeno es:

$$3NH_4NO_3 + CH_2 \rightarrow 3N_2 + 7H_2O + CO_2$$

produciendo unas 920 kcal/kg, que puede ser inferior en los productos comerciales según el contenido en materias inertes, y un volumen de gases de 970 l. La mezcla estequiométrica corresponde a un 95,3% de NA y un 5,7% de gas-oil, que equivalen a 3,7 litros de éste último por cada 50 kg de NA.

La influencia que tiene el porcentaje de combustible sobre la energía desprendida y velocidad de detonación quedan indicadas en la Fig. 11.2.

Se ve pues que no interesan ni porcentajes inferiores ni superiores al indicado si se pretende obtener el

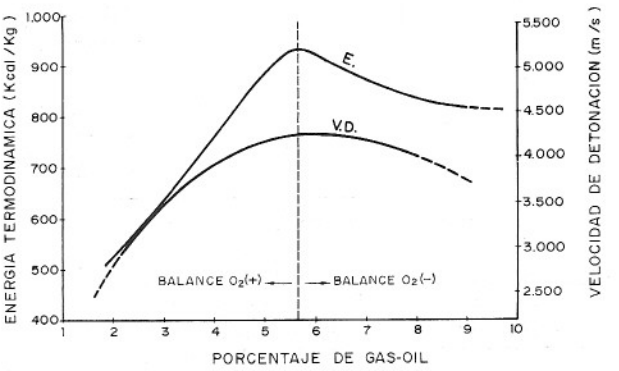


Figura 11.2. *Variación de la Energía termodinámica y Velocidad de detonación del ANFO con el contenido de gas-oil.*

máximo rendimiento en las voladuras. En ocasiones, como por ejemplo épocas de verano, se suele añadir más gas-oil al ANFO, pues puede llegar a perderse por el calor hasta el 50% del combustible, con una merma importante en la eficiencia. El control de calidad del ANFO es sencillo, pues consiste en la extracción del gas-oil de una muestra por medio de éter, Fig. 11.3, y medida del peso de la misma antes y después del proceso.

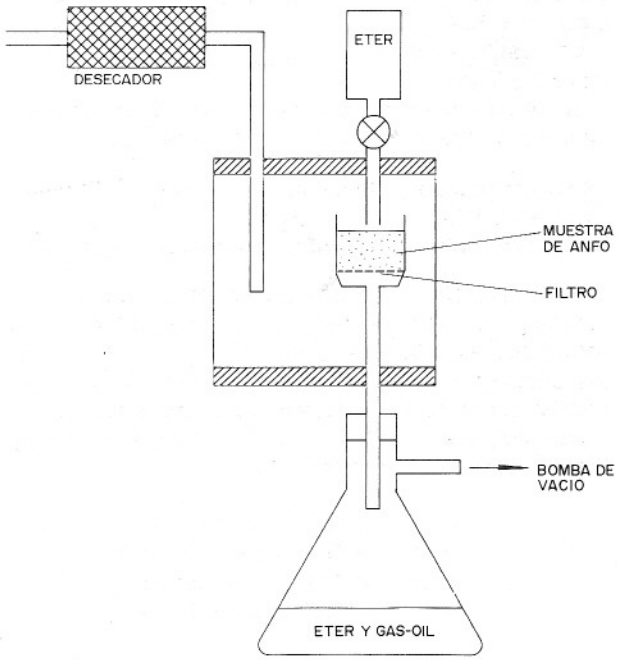


Figura 11.3. *Procedimiento de laboratorio para medir el porcentaje de gas-oil.*

También el contenido de combustible afecta a la cantidad de gases nocivos desprendidos en la explosión (CO+NO), Fig. 11.4. Cuando en las voladuras los humos producidos tienen color naranja, ello es un indicativo de un porcentaje insuficiente de gas-oil, o bien que el ANFO ha absorbido agua de los barrenos o no se ha iniciado correctamente.

La variación de sensibilidad con la cantidad de combustible también es acusada, pues con un 2% de gas-oil la iniciación puede conseguirse con un detonador,

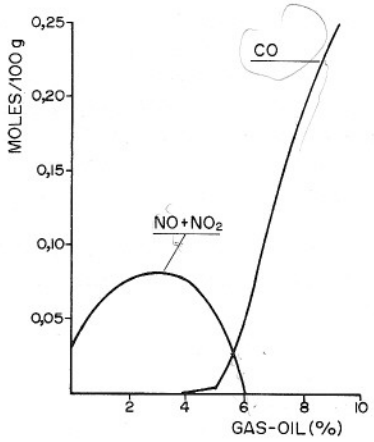


Figura 11.4. *Humos producidos por diferentes porcentajes de gas-oil.*

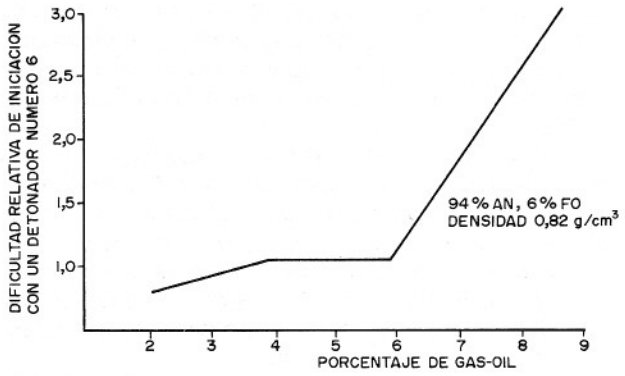


Figura 11.5. *Sensibilidad del ANFO a la iniciación.*

aunque la energía disponible es muy baja, y con una cantidad superior al 7% la sensibilidad inicial decrece notablemente.

Tal como se ha indicado anteriormente con el NA, el agua es el principal enemigo del ANFO, pues absorbe una gran cantidad de calor para su vaporización y rebaja considerablemente la potencia del explosivo. En cargas de 76 mm de diámetro una humedad superior al 10% produce la insensibilización del agente

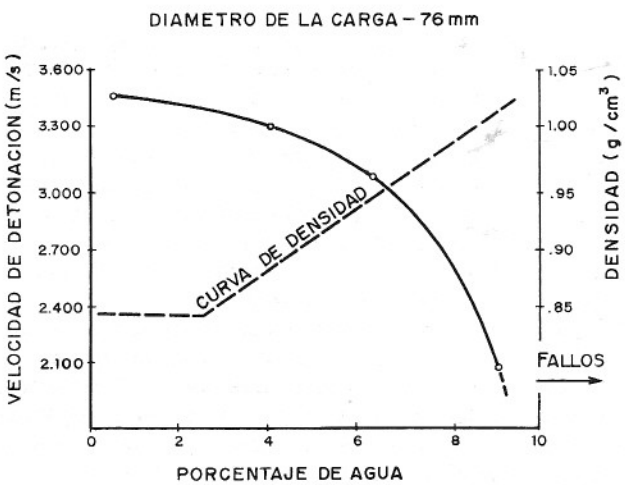


Figura 11.6. *Influencia del contenido de agua sobre la velocidad de detonación.*

explosivo. En tales casos el único recurso de empleo consiste en envolver al ANFO en recipientes o vainas impermeables al agua.

Las características explosivas del ANFO varían también con la densidad. Conforme ésta aumenta la velocidad de detonación se eleva, pero también es más difícil conseguir la iniciación. Por encima de una densidad de 1,2 g/cm^3 el ANFO se vuelve inerte no pudiendo ser detonado o haciéndolo sólo en el área inmediata al iniciador.

El tamaño de los gránulos de NA influye a su vez en la densidad del explosivo. Así, cuando el ANFO se reduce a menos de 100 mallas su densidad a granel pasa a ser 0,6 g/cm^3, lo que significa que si se quiere conseguir una densidad normal entre 0,8 y 0,85 g/cm^3 para alcanzar unas buenas características de detonación será preciso vibrarlo o compactarlo.

Por otro lado, el diámetro de la carga es un parámetro de diseño que incide de forma decisiva en la velocidad de detonación del ANFO. Fig. 11.7.

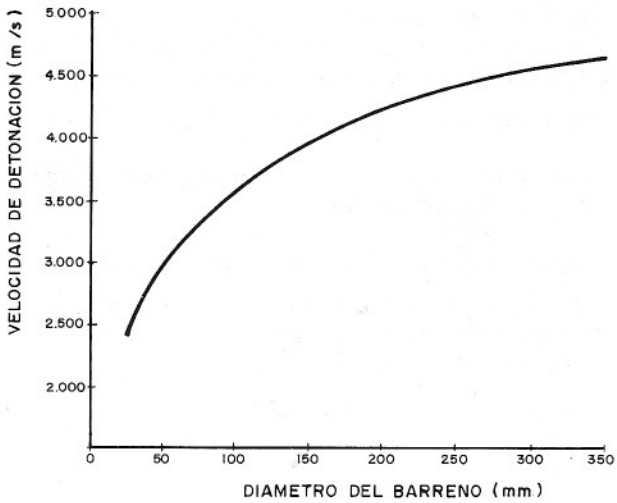


Figura 11.7. *Influencia del diámetro de la carga sobre la velocidad de detonación.*

El diámetro crítico de este explosivo está influenciado por el confinamiento y la densidad de carga. Usado dentro de barrenos en roca con una densidad a granel de 0,8 g/cm^3 el diámetro crítico es de unos 25 mm, mientras que con 1,15 g/cm^3 se eleva a 75 mm.

Figura 11.8. *Variación de la velocidad de detonación con el confinamiento.*

La sensibilidad de iniciación del ANFO disminuye conforme aumenta el diámetro de los barrenos. En la práctica los multiplicadores de 150 g son efectivos en diámetros de carga inferiores a los 150 mm, y por encima de ese calibre se recomiendan multiplicadores de 400 a 500 g.

Aunque el ANFO se emplea predominantemente como carga a granel, es importante saber que la energía por metro lineal de columna disminuye con el desacoplamiento. Cuando el confinamiento de la carga no es grande la «VD» y la presión máxima sobre las paredes de los barrenos disminuyen.

2.3. ALANFO

Como la densidad del ANFO es baja, la energía que resulta por unidad de longitud de columna es pequeña. Para elevar esa energía, desde 1968 se viene añadiendo a ese agente explosivo productos como el Aluminio con unos buenos resultados técnicos y económicos, sobre todo cuando las rocas son masivas y los costes de perforación altos.

Cuando el aluminio se mezcla con el nitrato amónico y la cantidad es pequeña la reacción que tiene lugar es:

$$2Al + 3NH_4NO_3 \rightarrow 3N_2 + 6H_2O + Al_2O + 1650 \text{ cal/g}$$

Pero si el porcentaje de aluminio es mayor, la reacción que se produce es:

$$2Al + NH_4NO_3 \rightarrow N_2 + 2H_2 + Al_2O_3 + 2300 \text{ cal/g}$$

En la Fig. 11.9 se indica la energía producida por el ALANFO con respecto al ANFO para diferentes cantidades de metal añadidas.

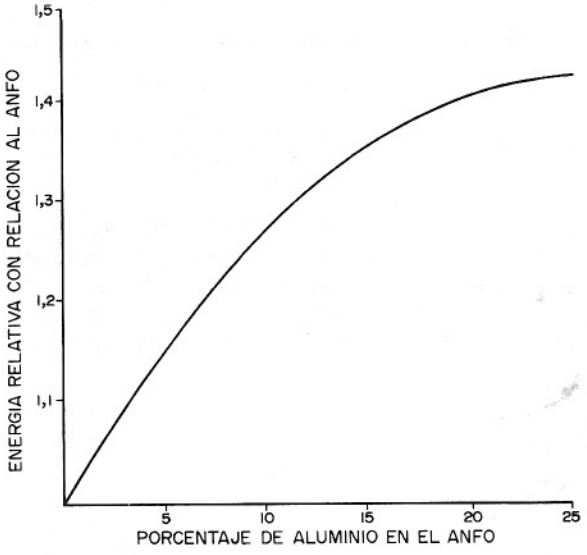


Figura 11.9. *Efecto del Aluminio sobre la Energía desarrollada con respecto a una misma cantidad de ANFO.*

El límite práctico, por cuestiones de rendimiento y economía se encuentra entre el 13 y el 15%. Porcentajes superiores al 25% hacen disminuir la eficiencia energética.

Las especificaciones que debe cumplir el aluminio son: en cuanto al tamaño que se encuentre casi el 100% entre las 20 y las 150 mallas y en cuanto a la pureza que sea superior al 94%.

En estos agentes explosivos, la pureza no es tan crítica como en los hidrogeles, ya que no es de temer la acción galvánica producida por los cambios de pH. Esto significa que restos o desechos de aluminio de otros procesos pueden emplearse en la fabricación del ALANFO.

El límite inferior de tamaño es debido a que si el Al está en forma de polvo pueden producirse explosiones incontroladas.

3. HIDROGELES

Los hidrogeles son agentes explosivos constituidos por soluciones acuosas saturadas de NA, a menudo con otros oxidantes como el nitrato de sodio y/o el de calcio, en las que se encuentran dispersos los combustibles, sensibilizantes, agentes espesantes y gelatinizantes que evitan la segregación de los productos sólidos.

El desarrollo de estos explosivos tuvo lugar a finales de la década de los 50 cuando Cook y Farnam consiguieron los primeros ensayos positivos con una mezcla del 65% de NA, 20% de Al y 15% de agua.

Tras esos primeros resultados, Cook empezó a utilizar como sensibilizante el TNT, y así comenzó en Canadá la fabricación comercial bajo patente, extendiéndose después a Estados Unidos.

Posteriormente, se realizaron las primeras experiencias con hidrogeles sensibilizados con aluminio. Este metal planteaba serios problemas de empleo, pues reaccionaba con el agua a temperatura ambiente desprendiendo hidrógeno. Para evitar ese fenómeno se pasó a proteger las partículas de aluminio con productos hidrófugos.

Ya en 1969 la Dupont desarrolló unos nuevos hidrogeles que se caracterizaban por no contener los compuestos explosivos tradicionales, ni metales particulados como sensibilizantes fundamentales, sino que incorporaban como combustible sustancias orgánicas como las derivadas de las aminas, parafinas, azúcares, etc.

En la Fig. 11.10 se indican los principales tipos de explosivos acuosos obtenidos a partir del Nitrato Amónico, en dos grandes grupos que son los hidrogeles y las emulsiones con sus mezclas.

Centrándonos en los hidrogeles que se emplean actualmente, el proceso de fabricación se basa en el mezclado de una solución de oxidantes con otra de nitrato de monometilamina (NMMA) y la adición de diversos productos sólidos y líquidos, tales como oxidantes, espesantes, gelatinizantes, etc.

La solución de oxidantes está constituida por agua, nitrato amónico y nitrato sódico, a la que se aporta tio-urea y parte de las gomas que permiten conseguir una viscosidad alta para retener las burbujas de gas. El nitrato sódico tiene las ventajas de disponer de una gran cantidad de oxígeno y de disminuir el punto de cristalización de las soluciones salinas.

La solución de NMMA se prepara calentando los bidones en los cuales se transporta, ya que ésta se

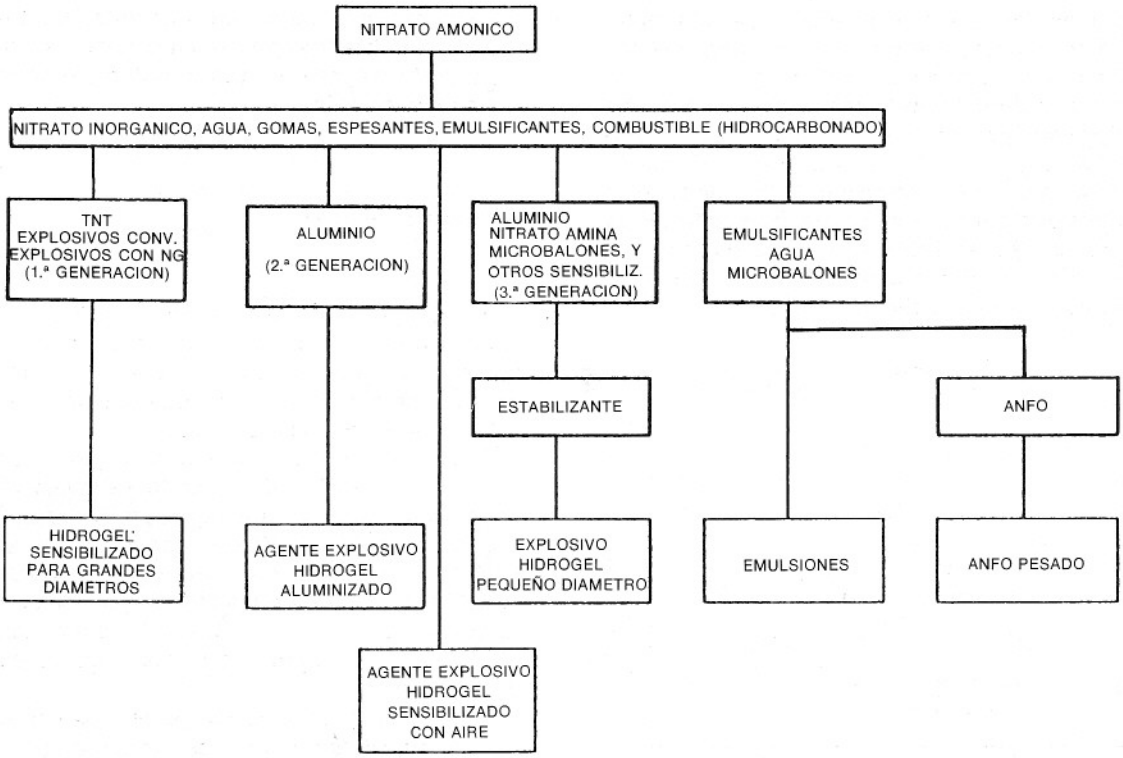


Figura 11.10. *Agentes explosivos acuosos producidos a partir del NA.*

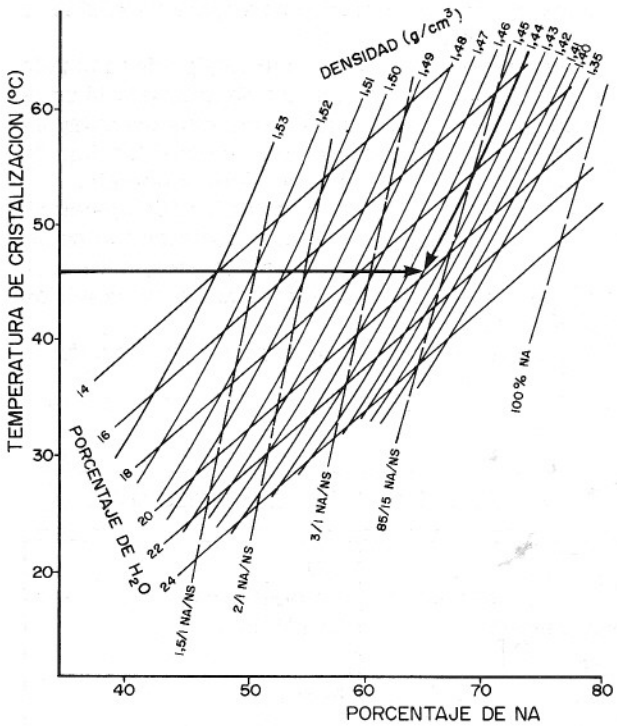


Figura 11.11. *Temperatura de cristalización del sistema NA/NS/AGUA según la composición y densidad.*

encuentra solidificada al tener un punto de cristalización entre los 33 y 39°C. Este producto tiene unas características como sensibilizante excelentes, pues es muy buen combustible con un balance de oxígeno muy negativo y alta densidad, y además es poco sensible a efectos dinámicos subsónicos de choques y roces. Las proporciones de NMMA en los hidrogeles oscilan entre el 10 y el 35%.

La mezcla de aditivos sólidos está formada por aluminio, almidón, gomas y otras sustancias en menor proporción.

El aluminio aumenta proporcionalmente la sensibilidad de los hidrogeles y las gomas, y el almidón sirve para espesar las mezclas. En ocasiones se añaden compuestos capaces de formar enlaces cruzados que producen la gelatinización de los hidrogeles.

Por otro lado, como el porcentaje de agua utilizado no es suficiente para disolver todos los nitratos, cierta cantidad de éstos se añaden en estado sólido formando parte de la fase dispersa.

Para modificar la densidad se puede proceder a la gasificación química, generalmente con nitrito de sodio, o a la adición de productos de baja densidad, microesferas de vidrio, etc.

La mezcla de todos esos componentes se realiza de forma continua o discontinua con mezcladoras dotadas de agitación y que pueden estar instaladas en plantas fijas o sobre camiones.

En cuanto a las características de los hidrogeles, ya que en su composición no se utilizan sensibilizantes intrínsecamente explosivos, poseen una seguridad muy alta tanto en su fabricación como en su manipulación. A pesar de esto, presentan una aptitud a la detonación muy buena que hacen que algunos hidrogeles puedan emplearse en calibres muy pequeños e iniciarse con detonadores convencionales.

La resistencia al agua es excelente y la potencia, que es una característica fundamental de aplicación, es equivalente o superior a la de los explosivos conven-

cionales, pudiendo ajustarse en función de la formulación del hidrogel. Las energías desarrolladas oscilan en el rango de las 700 a las 1.500 cal/g.

La densidad puede también modificarse, desde 0,8 hasta 1,6 g/cm^3, partiendo de un valor básico comprendido entre 1,4 y 1,5. Mediante la adición de gasificantes químicos, como ya se ha indicado, o de aditivos de baja densidad puede reducirse tal parámetro. Esas disminuciones influyen sobre los explosivos haciendo que la velocidad de detonación aumente en muchos casos, así como su sensibilidad.

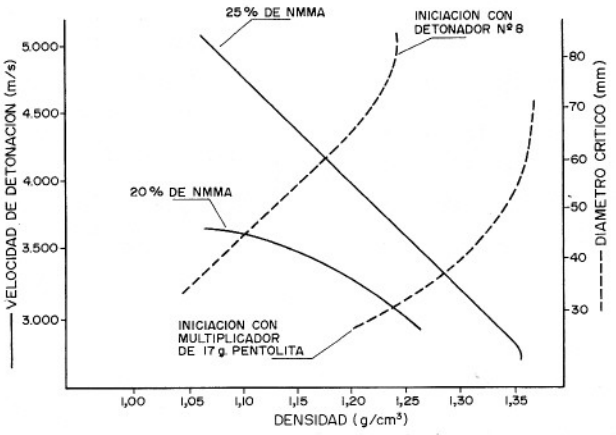


Figura 11.12. *Influencia de la densidad de los hidrogeles sobre la velocidad de detonación y sensibilidad.*

Como es obvio, la variedad de productos que pueden obtenerse con distintas composiciones es muy grande. Desde los hidrogeles encartuchados, semejantes a los explosivos gelatinosos convencionales, hasta los vertibles que tienen unas características reológicas que hacen que puedan tratarse como fluidos. En este último caso se pueden aprovechar beneficiosamente las ventajas derivadas de una carga mecanizada así como del hecho de rellenar totalmente el hueco de los barrenos perforados.

En lo referente a los humos de voladura, los hidrogeles sensibilizados con aluminio presentan unas calidades de humo mejores que las obtenidas con explosivos convencionales.

4. EMULSIONES

Este grupo de explosivos, que es el de más reciente aparición en el mercado, mantiene las propiedades de los hidrogeles ya citados, pero a su vez mejora dos características fundamentales como son la potencia y la resistencia al agua.

El interés de estos productos surgió a comienzos de la década de los 60, cuando se investigaban las necesidades básicas de un explosivo para que se produjera el proceso de detonación combinando una sustancia oxidante con un aceite mineral. Estos constituyentes han permanecido químicamente invariables durante muchos años (nitrato amónico + gas oil), pero, sin embargo, la forma física ha cambiado drásticamente.

En la Tabla 11.2 se resumen, en el orden cronológico de aparición de los explosivos, los oxidantes, combustibles y sensibilizadores empleados en la fabricación de cada uno de ellos.

Desde un punto de vista químico, una emulsión es un sistema bifásico en forma de una dispersión estable de un líquido inmiscible en otro.

Las emulsiones explosivas son del tipo denominado «agua en aceite» en las que la fase acuosa está compuesta por sales inorgánicas oxidantes disueltas en agua y la fase aceitosa por un combustible líquido inmiscible con el agua del tipo hidrocarbonado.

El desarrollo de los explosivos ha llevado aparejado una reducción progresiva del tamaño de las partículas, pasando desde los sólidos a las soluciones salinas con sólidos y, por último, a las microgotas de una emulsión explosiva. Tabla 11.3.

Se comprende así, que la dificultad de fabricación de

TABLA 11.2

EXPLOSIVO	OXIDANTE	COMBUSTIBLE	SENSIBILIZANTE
DINAMITAS	SOLIDO Nitratos	SOLIDO Materias absorbentes (sensibilizantes)	LIQUIDO Nitroglicerina Gasificantes
ANFOS	SOLIDO Nitratos	LIQUIDO Aceites	Poros
HIDROGELES	SOLIDO/LIQUIDO Nitratos Soluciones salinas	SOLIDO/LIQUIDO Aluminio Sensibilizante	SOLIDO/LIQUIDO TNT NMMA, MAN Aluminio en polvo. Gasificantes
EMULSIONES	LIQUIDO Soluciones salinas	LIQUIDO Aceites Parafinas	Gasificantes

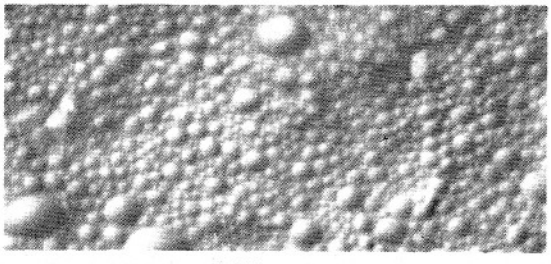
TABLA 11.3. DIMENSIONES DE LOS OXIDANTES EN LOS EXPLOSIVOS (Bampfield y Morrey, 1984)

EXPLOSIVO	TAMAÑO (mm)	ESTADO	VELOCIDAD DE DETONACION (km/s)
ANFO	2	Sólido	3,2
DINAMITA	0,2	Sólido	4,0
HIDROGEL	0,2	Sólido/Líquido	3,3
EMULSION	0,001	Líquido	5,0-6,0

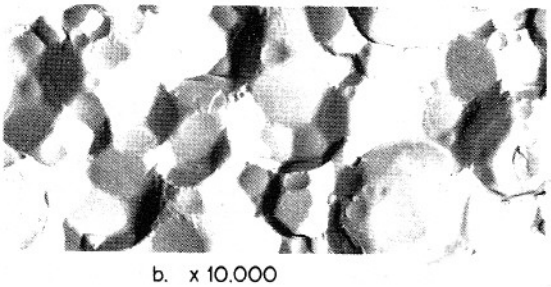
las emulsiones se encuentra en la fase aceitosa pues, por imperativo del balance final de oxígeno, el 6% en peso de la emulsión, que es el aceite, debe englobar al 94% restante que se encuentra en forma de microgotas.

En la Tabla anterior las velocidades de detonación de cada uno de los explosivos, que corresponden a un diámetro dado, reflejan la fuerte dependencia de la eficiencia de la reacción con el tamaño de las partículas.

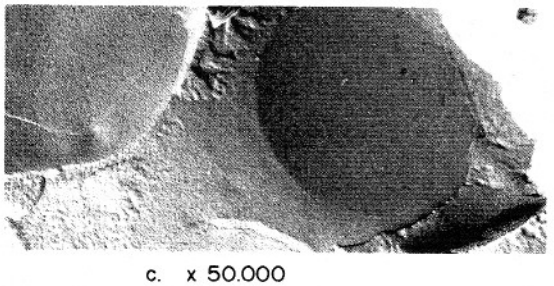
La estructura de las emulsiones se observa en las fotografías adjuntas, donde las microgotas de solución saturada (oxidante) adoptan una forma poliédrica y no de esferas, con una fase continua de aceite que las envuelve. En la Foto 11.2. c el tamaño de las microgotas comparado con el de un prill de nitrato amónico es 100 veces más pequeño.



a. x 1.250



b. x 10.000



c. x 50.000

Foto 11.2. a, b y c. *Estructura de las emulsiones (Cortesía de Bampfield y Morrey, 1984).*

Para conseguir una sensibilización adecuada de los explosivos cuando éstos no contienen sensibilizantes químicos, sólidos o líquidos, se precisa un mecanismo físico como el de las burbujas de gas, que al ser comprimidas adiabáticamente producen el fenómeno de «Puntos Calientes» que favorecen tanto la iniciación como la propagación de la detonación.

Los agentes gasificantes que se utilizan están constituidos por poliestireno expandido o microesferas de vidrio.

En lo referente a los tipos de emulsión, bajo ese término quedan englobados productos de diferentes propiedades relacionadas con las características de la fase continua y su efecto sobre la viscosidad y consistencia.

Según el tipo de combustible, gas-oil, parafinas, gomas, etc., las características reológicas de las emulsiones son distintas, así como sus aplicaciones y métodos de empleo. También el tipo de agente emulsificante que se utilice para reducir la tensión superficial entre los dos líquidos inmiscibles y permitir la formación de la emulsión, puede ayudar a evitar los problemas de coagulación en grandes gotas de la solución de nitrato amónico, así como el fenómeno de cristalización de las sales.

Otro aspecto a tener en cuenta es el enfriamiento del producto desde el momento de su fabricación, que se

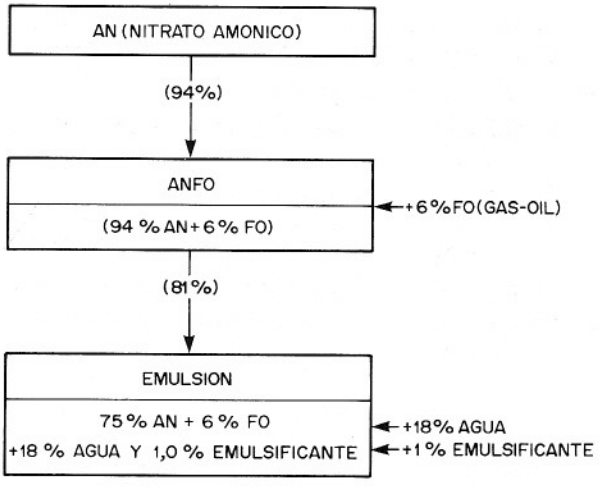


Figura 11.13. *Composición básica de una emulsión.*

realiza a unas temperaturas próximas a los 80°C, hasta el instante de empleo.

El esquema de preparación de las emulsiones, tanto encartuchadas como a granel, se representa en la Fig. 11.14. A partir de los diferentes componentes: fase acuosa oxidante, fase combustible y agente emulsificante-estabilizante, y previo calentamiento de éstos, se procede a una intensa agitación dinámica obteniendo una emulsión básica que posteriormente se refina para homogeneizarla y estabilizarla en el tiempo. A continuación, se mezcla con los productos secos que se adicionan para ajustar la densidad o la potencia del explosivo. Esos productos sólidos pueden ser: aluminio en polvo, agentes gasificantes reductores de densidad, gránulos de nitrato amónico, etc.

El polvo de aluminio aunque aumenta la energía desarrollada por el explosivo tiene un efecto reductor de la velocidad de detonación.

Por otro lado, la sensibilidad de la emulsión disminuye conforme aumenta la densidad, siendo necesario trabajar por encima del diámetro crítico y utilizar iniciadores potentes.

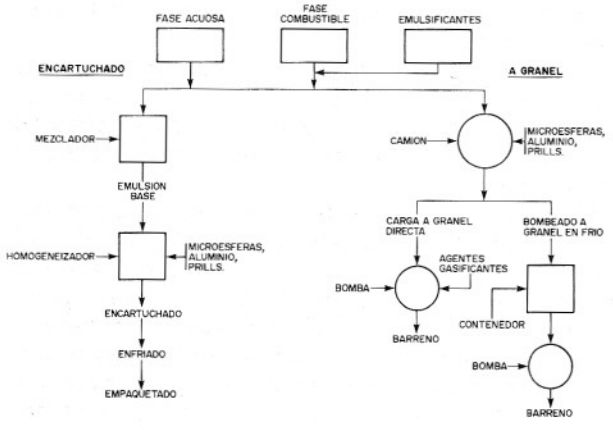


Figura 11.14. *Esquema de producción de emulsiones.*

La tendencia actual hacia el empleo de las emulsiones en las operaciones de arranque con explosivos estriba en las numerosas ventajas que presentan:

— Menor precio, ya que en su fabricación no se precisa el uso de gomas y féculas de alto coste.
— Excelente resistencia al agua.
— Posibilidad de conseguir productos con densidades entre 1 y 1,45 g/cm^3.
— Elevadas velocidades de detonación, 4.000 a 5.000 m/s, con poco efecto del diámetro de encartuchado.
— Gran seguridad de fabricación y manipulación.
— Posibilidad de mecanizar la carga y preparar mezclas con ANFO.

Por el contrario, los inconvenientes que plantean son los derivados de unas condiciones de preparación muy estrictas, la alterabilidad por las bajas temperaturas, la contaminación durante la carga si se utiliza a granel, el tiempo de almacenamiento y los períodos prolongados de transporte.

5. ANFO PESADO

En la tecnología actual de voladuras es incuestionable que el ANFO constituye el explosivo básico. Diversos intentos se han dirigido hacia la obtención de una mayor energía de este explosivo, desde la trituración de los prills de nitrato amónico de alta densidad hasta el empleo de combustibles líquidos de alta energía, como las nitroparafinas, el metanol y el nitropropano, pero comercialmente no han prosperado.

El ANFO Pesado, que es una mezcla de emulsión base con ANFO, abre una nueva perspectiva en el campo de los explosivos.

El ANFO presenta unos huecos intersticiales que pueden ser ocupados por un explosivo líquido como la emulsión que actúa como una matriz energética. Fig. 11.15.

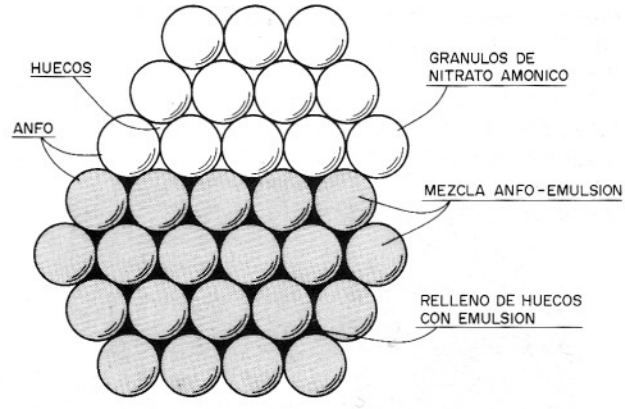


Figura 11.15. *Estructura del ANFO Pesado.*

Aunque las propiedades de este explosivo dependen de los porcentajes de mezcla, las ventajas principales que presenta son:

— Mayor energía
— Mejores características de sensibilidad
— Gran resistencia al agua
— Posibilidad de efectuar cargas con variación de energía a lo largo del barreno.

La fabricación es relativamente fácil, pues la matriz emulsión puede ser preparada en una planta fija y transportada en un camión cisterna hasta un depósito de almacenamiento o ser bombeada a un camión mezclador. Con estos camiones pueden prepararse in-situ las mezclas de emulsión con nitrato amónico y gas-oil en las proporciones adecuadas a las condiciones de trabajo. Fig. 11.16.

En la Fig. 11.17 se muestra la variación de la Potencia Relativa en Volumen (ANFO = 100) en un ANFO Pesado en función del porcentaje de emulsión.

Puede verse cómo un ANFO Pesado 70/30 es superior en potencia a un ALANFO del 5% y una mezcla 60/40 es casi comparable a un ALANFO del 10%. Curiosamente, cuando la matriz de emulsión aumenta por

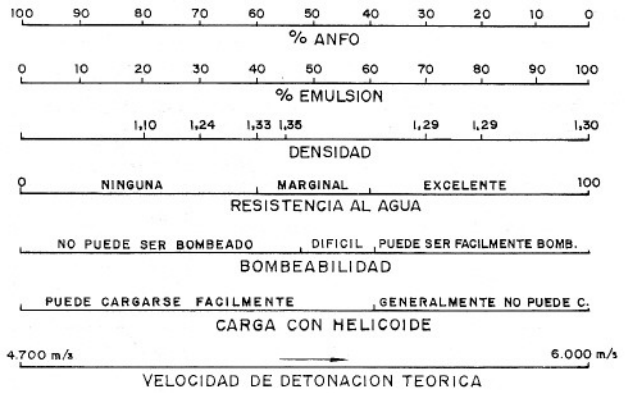


Figura 11.16. *Características de carga y resistencia al agua de diferentes tipos de ANFO Pesado (Du Pont, 1986).*

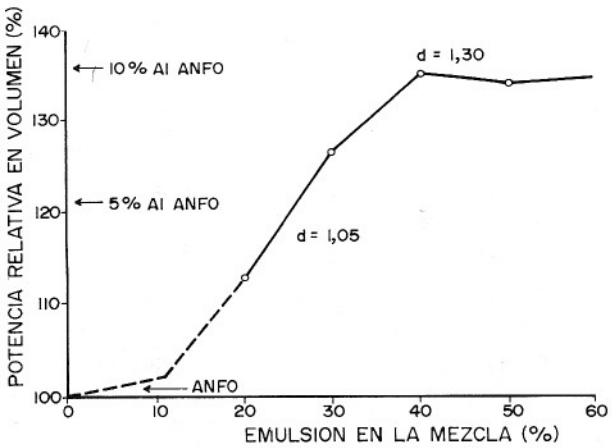


Figura 11.17. *Variación de la potencia y densidad de un ANFO Pesado según el porcentaje de emulsión (Bampfield y Morrey, 1984).*

encima del 40% la potencia disminuye debido a que la separación de las partículas de ANFO resulta elevada para que éstas actúen eficientemente como puntos calientes y propagadoras de la onda de choque.

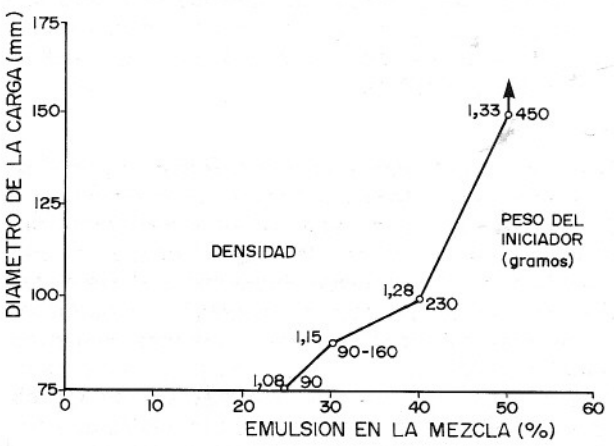


Figura 11.18. *Variación de la sensibilidad del ANFO Pesado con el porcentaje de emulsión de la mezcla (Bampfield y Morrey, 1984).*

La densidad de la mezcla aumenta con el porcentaje de emulsión, alcanzándose la energía máxima para un valor de ésta de 1,3 g/cm^3 aproximadamente.

En la Fig. 11.18 se indica la variación de la sensibilidad del ANFO Pesado conforme aumenta el porcentaje de emulsión. La sensibilidad disminuye al incrementarse la densidad, siendo necesario cada vez un iniciador de mayor peso. Para una densidad de 1,33 se necesita un multiplicador de Pentolita de 450 g como mínimo.

Con la reciente aceptación del ANFO Pesado en la industria, esos mismos explosivos pero aluminizados hacen posible pensar en una mejora de la eficiencia de las operaciones y ahorro de costes, al tratarse de productos de una alta potencia volumétrica y con un precio relativamente bajo.

El aluminio incrementa la energía total producida, la potencia relativa en volumen, la temperatura y la presión de detonación. El efecto de la adición de aluminio a un ANFO Pesado 70/30 (ANFO/emulsión) se muestra en la Fig. 11.19.

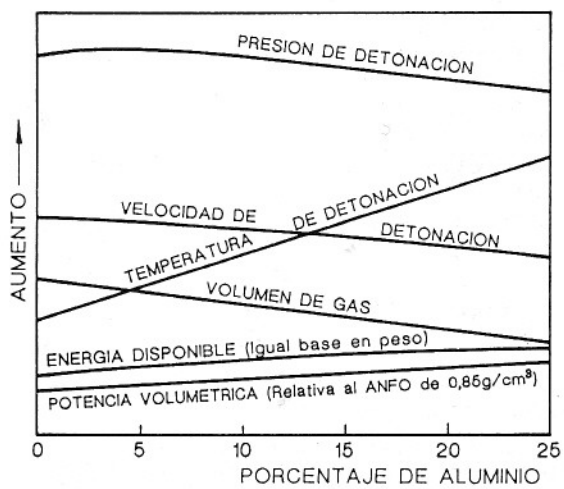


Fig. 11.19. *Efecto de la adición de aluminio a un ANFO Pesado 70/30 (ANFO/emulsión) sobre las diferentes propiedades características.*

La Tabla 11.4. recoge las potencias del ANFO, las emulsiones y diversos ANFOS Pesados preparados a partir de nitrato amónico poroso de baja densidad, y distintos porcentajes de aluminio.

La reacción del aluminio durante la detonación da lugar a la formación de óxidos sólidos y no productos gaseosos. El volumen de gas que se genera por el explosivo es, por esto, reducido. El calor de formación de los óxidos de aluminio es muy alto, 16.260 kJ/kg, resultando una ganancia considerable del calor de explosión que aumenta la temperatura de los gases. Este aumento de la temperatura ayuda a reducir el volumen de los gases, desarrollando éstos un mayor trabajo al estar más calientes. La adición de aluminio facilita el desarrollo de una mayor cantidad de trabajo para una misma cantidad de explosivo, pudiéndose entonces aumentar la piedra y el espaciamiento de los

TABLA 11.4.

EXPLOSIVO	DENSIDAD (g/cm^3)	POTENCIA RELATIVA EN EN PESO (ANFO = 100)	POTENCIA RELATIVA EN VOLUMEN RESPECTO AL ANFO de 0,85 g/m^3 (ANFO = 1,00)
ANFO	0,85	100	1,00
Al/ANFO (5% Al)	0,88	112	1,16
Al/ANFO (10% Al)	0,91	123	1,32
Al/ANFO (15% Al)	0,94	134	1,48
NCN EMULSION (0% Al)	1,15	78	1,06
NCN EMULSION (5% Al)	1,21	91	1,30
NCN EMULSION (10% Al)	1,27	103	1,54
NCN EMULSION (15% Al)	1,30	117	1,79
ANFO + 10% EMULSION (0% Al)	0,93	98	1,07
ANFO + 20% EMULSION (0% Al)	1,01	96	1,14
ANFO + 30% EMULSION (0% Al)	1,11	93	1,21
ANFO + 40% EMULSION (0% Al)	1,20	91	1,28
ANFO + 50% EMULSION (0% Al)	1,29	89	1,35
ANFO + 30% EMULSION (5% Al)	1,14	105	1,41
ANFO + 30% EMULSION (10% Al)	1,16	116	1,58
ANFO + 30% EMULSION (15% Al)	1,19	127	1,78

Fuente: CROSBY y PINCO (1991).

esquemas, mientras que se mejora la fragmentación resultante de las voladuras.

La Fig. 11.20. permite definir la composición óptima de un explosivo para obtener una potencia dada. Las potencias relativas en volumen con respecto al ANFO varían entre 1,0 y 1,9.

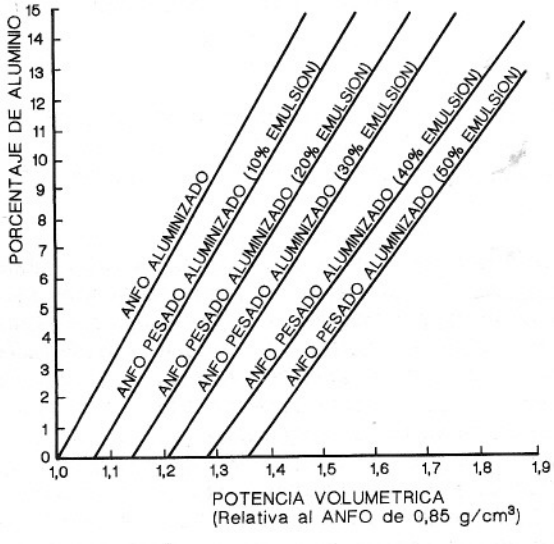


Fig. 11.20. *Potencias relativas obtenidas con diversos porcentajes de aluminio contenido en ANFOS Pesados.*

6. EXPLOSIVOS GELATINOSOS

Alfred Nobel en 1875 descubrió que una gran cantidad de nitroglicerina (NG) podía disolverse y quedar retenida en nitrocelulosa (NC), obteniéndose un producto con consistencia plástica de fácil uso y manipulación en aquella época. Esa gelatina explosiva formada por el 92% de NG y el 8% de NC tenía un balance de oxígeno nulo y desarrollaba una energía incluso superior que la NG pura.

Posteriormente, con intención de reducir la potencia de esa mezcla explosiva se añadieron sustancias oxidantes y combustibles, en las proporciones adecuadas para mantener el balance de oxígeno, de manera que además de reducir considerablemente el coste de fabricación se conservaba la consistencia gelatinosa. Así, el porcentaje de NC-NG de las gelatinas explosivas actuales oscila entre el 30 y el 35%, y el resto corresponde a los oxidantes como el nitrato amónico, a los combustibles y a otros productos especiales que sirven para corregir la higroscopicidad de los nitratos. A pesar de la pequeña cantidad de NG, las potencias resultantes no son tan bajas como parecerían a simple vista, pues se alcanzan niveles próximos al 80% de la goma pura.

Las ventajas principales de estos explosivos que se han utilizado con mucha profusión hasta épocas recientes son:

— Potencias elevadas.
— Altas densidades, desde 1,2 hasta 1,5 g/cm^3.
— Elevadas velocidades de detonación, entre 5.000 y 6.000 m/s.
— Gran resistencia al agua y estabilidad química.

Los inconvenientes más importantes que presentan son:

— Riesgo de accidentes en la fabricación y transporte.
— Sensibles a estímulos subsónicos y por consiguiente elevado peligro si la maquinaria golpea o impacta con restos de explosivo.
— Produce dolores de cabeza, pues la NG dilata los vasos sanguíneos.
— Reducida flexibilidad para la utilización en condiciones ambientales extremas.
— Elevados costes de fabricación.

Las principales aplicaciones de estos explosivos se centran en el arranque de rocas duras y muy duras, como cargas de fondo, y en voladuras bajo presión de agua y en barrenos húmedos.

7. EXPLOSIVOS PULVERULENTOS

Aquellas mezclas explosivas sensibilizadas con NG pero con un porcentaje inferior al 15%, tienen una consistencia granular o pulverulenta.

Dentro de este grupo de explosivos caben distinguir aquellos que poseen una base inerte y los de base activa. Los primeros, actualmente en desuso, fueron desarrollados por Nobel en 1867 y se componían de NG y kieselghur o tierra de infusorios calcinada. Los de base activa, se fabrican en su mayoría sustituyendo las sustancias inertes por una mezcla de oxidantes y combustibles que aportan una potencia adicional.

El primer oxidante utilizado fue preferentemente el nitrato sódico, que se sustituyó después por el nitrato amónico de mayor eficiencia energética. También en este caso se emplean aditivos especiales para reducir la higroscopicidad del NA.

En otros explosivos pulverulentos parte de la NG es sustituida, total o parcialmente, por TNT.

Las características que poseen estas mezclas explosivas son:

— Potencias inferiores a las de los gelatinosos.
— Velocidades de detonación y densidades inferiores, de 3.000 a 4.500 m/s y de 0,9 a 1,2 g/cm^3 respectivamente.
— Muy poca resistencia al agua.
— Adecuados para rocas blandas y semiduras como carga de columna.

8. EXPLOSIVOS DE SEGURIDAD

Se denominan Explosivos de Seguridad, en otros países Permisibles, a aquellos especialmente preparados para su uso en minas de carbón con ambientes inflamables de polvo y grisú. Su característica principal es la baja temperatura de explosión.

Actualmente, los Explosivos de Seguridad se clasifican en dos grupos. El primero, es el que en su composición se encuentra un aditivo que juega el papel de inhibidor de la explosión, generalmente cloruro sódico, que según su granulometría, porcentaje, etc., aumenta con mayor o menor intensidad el grado de seguridad frente a una atmósfera inflamable.
bio manual, mientras que las de sección redonda se utilizan cuando las perforadoras disponen de cambiadores

El segundo grupo, de más reciente aparición y denominados de Seguridad Reforzada o de Intercambio lónico, consiguen rebajar la temperatura de explosión mediante diversos ingredientes que al reaccionar en el momento de la detonación forman al inhibidor en ese mismo instante. Estos explosivos suelen estar constituidos por un pequeño porcentaje de Ng, un combustible, y el par salino nitrato sódico-cloruro amónico. La reacción que tiene lugar es:

$$NaNO_3 + NH_4Cl \rightarrow NaCl + NH_4NO_3$$

el nitrato amónico actúa después como oxidante y el cloruro sódico en estado naciente es el que tiene un gran poder refrigerante, mucho mayor que en los explosivos de seguridad clásicos.

Si, por un fallo, un cartucho de explosivo de intercambio iónico detona al aire o bajo unas condiciones de confinamiento débiles, los fenómenos que tienen lugar son la descomposición explosiva de la nitroglicerina y la acción inhibidora del cloruro amómico ya que no se produce la reacción del par salino. En cualquier caso, se evita la deflagración que sería muy peligrosa en una atmósfera inflamable.

Las características prácticas de los explosivos de seguridad son: una potencia media o baja, velocidades de detonación entre 2.000 y 4.500 m/s, densidades entre 1 y 1,5 g/cm3 y mala resistencia al agua, salvo en algún compuesto.

9. POLVORAS

Actualmente, la pólvora para uso minero tiene la siguiente composición: Nitrato Potásico (75%), Azufre (10%) y Carbón (15%). Presentándose siempre granulada y grafitada, con dimensiones que oscilan entre 0,1 mm y 4 mm y envasada generalmente en bolsas de 1, 2,5 y 5 kg.

La velocidad de combustión depende de la densidad de la pólvora y condiciones de confinamiento, y es siempre inferior a los 2.000 m/s, por lo que obviamente es un explosivo deflagrante.

La potencia que desarrolla con respecto a la goma pura es del orden del 28%, y la energía específica de

23.800 kgm/kg, con una temperatura máxima de unos 200°C. La resistencia al agua es muy mala.

Hoy en día, la utilización de la pólvora se ha reducido a la extracción de bloques de roca ornamental y al arranque de materiales muy elastoplásticos como los yesos, que rompen mejor bajo el efecto continuado de los gases que por una tensión puntual instantánea. Se trata pues de aprovechar el gran empuje de los gases más que el efecto rompedor que es bajo.

10. EXPLOSIVOS DE DOS COMPONENTES

Los explosivos de dos componentes, también llamados explosivos binarios, están constituidos por dos sustancias que individualmente pueden clasificarse como no explosivas.

Cuando se transportan o almacenan separadamente, normalmente, no están reguladas como si fueran explosivos, aunque sí deben ser protegidas de los robos.

El explosivo binario más común es una mezcla de nitrato amónico pulverizado y nitrometano, aunque también se han utilizado otros combustibles de cohetes. Los dos componentes se suelen transportar al área de trabajo en recipientes separados, y a continuación el combustible líquido es vertido en el recipiente de nitrato amónico. Depués de un tiempo de espera predeterminado la mezcla se vuelve sensible al detonador y ya está lista para su uso.

Los explosivos binarios se utilizan cuando se requieren pequeñas cantidades de explosivos, como sucede en obras especiales de cimentaciones, nivelaciones, zanjas de cables, etc.

Cuando los consumos son elevados, el mayor precio y el inconveniente de tener que preparar las mezclas en el lugar de trabajo les hacen poco atractivos frente a los explosivos convencionales.

Foto 11.3. *Preparación de un cartucho de explosivo binario (Cortesia de Kinepak, Inc.).*

11. EXPLOSIVOS COMERCIALIZADOS EN ESPAÑA

En las Tablas 11.5 y 11.6 se resumen las características técnicas principales de los explosivos comerciales en España por la UEE, S. A.

Como puede observarse existen siete familias de explosivos: ANFOS, hidrogeles, emulsiones, ANFOS Pesados, gelatinosos, pulverulentos y de seguridad.

Además de indicarse los campos de aplicación de los distintos tipos de explosivos, se dan los valores característicos de diferentes propiedades.

La potencia relativa, expresada en tanto por ciento, se refiere a la goma pura, que se toma como explosivo patrón asignándole el valor 100. Las pruebas realizadas para medir la energía disponible para producir los efectos mecánicos son las del bloque de plomo (Traulz) y mortero balístico.

La densidad de encartuchado es una característica muy interesante de los explosivos, que depende en gran parte de la granulometría de los componentes sólidos y tipo de materias primas empleadas en su fabricación.

La velocidad de detonación señalada corresponde a ensayos realizados con cartuchos de 26 mm de diámetro, cebados con un detonador del número 8.

Finalmente, se indica el calor de explosión y la resistencia al agua. Esta última refleja el comportamiento de los explosivos ante la humedad y depende de su composición. A medida que aumenta la proporción de sales oxidantes disminuye la resistencia al agua, especialmente en el caso del nitrato amónico, por ser muy higroscópico. Por el contrario, las gomas y los hidrogeles son los explosivos que mejor se comportan en ambientes húmedos o bajo agua.

Por otro lado, en la Tabla 11.6 se reflejan las dimensiones de los cartuchos de los diferentes tipos de explosivos que se comercializan, el peso aproximado y el tipo de encartuchado empleado.

TABLA 11.5 CARACTERISTICAS DE LOS EXPLOSIVOS UEE

TIPO DE EXPLOSIVO	NOMBRE COMERCIAL	POTENCIA RELATIVA (%)	DENSIDAD (g/cm^3)	VELOCIDAD DE DETONACION (m/s)	CALOR DE EXPLOSION (cal/g)	RESISTENCIA AL AGUA	PRINCIPALES APLICACIONES
ANFOS	Nagolita	> 70	0,80	2.000	925	Mala	Voladura de rocas blandas y como carga de columna de barrenos
	Alnafo	>80	0,80	2.000	1.175	Mala	Voladura de rocas blandas y semiduras
	Naurita	> 70	0,80	2.000	1.108	Mala	Para barrenos con temperaturas elevadas
HIDROGELES	Riogel2	> 72	1,15	3.500	860	Excelente	Carga de fondo de barrenos Para trabajos subterráneos
	Riogur R/Riogur F	> 72	1,10	3.500/7.000	860	Excelente	Voladuras de contorno
EMULSIONES	Riomex E 20/24	> 65/> 70	1,15	5.000	713/863	Excelente	Carga de fondo de barrenos Para trabajos subterráneos
	Riomex V 20/24	> 67/> 72	1,25	5.000	694/869	Excelente	Carga de barrenos de mediano y gran calibre a cielo abierto
	Riomex V 150/154	> 67/> 72	1,25	5.000	655/852	Excelente	Carga de barrenos de mediano y gran calibre a cielo abierto
ANFOS PESADOS	Emunex 3.000	> 75	1,10	3.300	833	Mala	Voladura de rocas blandas y semiduras, y, carga de columna de barrenos
	Emunex 6.000/8.000	> 65/> 70	1,20/1,25	4.500	795/744	Buena-Excelente	Carga de barrenos de mediano y gran calibre a cielo abierto
GELATINOSOS	Goma 1-ED	> 90	1,45	6.000	1.205	Muy buena	Voladura de rocas muy duras a cielo abierto y en interior
	Goma 2E-C	> 85	1,40	5.200	1.114	Buena	Carga de fondo de barrenos Voladura de rocas duras a cielo abierto y en interior
PULVE-RULENTOS	Amonita 2-I	> 70	1,00	3.000	802	Débil	Voladura de rocas semiduras y blandas
	Ligamita 1	> 77	1,10	3.500	998	Mala	Voladura de rocas semiduras y blandas
	Permigel	> 54	1,10	2.800	705	Excelente	Explosivo Tipo II. Voladura en minas de carbón
EXPLOSIVOS DE SEGURIDAD	Explosivo de seguridad n.° 9	> 45	1,60	4.000	767	Excelente	Explosivo Tipo II. Voladuras en minas de carbón
	Explosivo de seguridad n.° 20 SR	> 37	1,15	1.800	537	Mala	Explosivo Tipo III. Voladuras en minas de carbón
	Explosivo de seguridad n.° 30 SR	> 35	1,10	1.700	358	Mala	Explosivo Tipo IV . Voladuras en minas de carbón

Fuente: UNION ESPAÑOLA DE EXPLOSIVOS, S. A.

TABLA 11.6 PESOS Y MEDIDAS DE LOS EXPLOSIVOS DE UEE

TIPO DE EXPLOSIVO	DIAMETRO (mm)	LONGITUD (mm)	PESO APROX. (g)	TIPO DE ENCARTUCHADO
Goma 1E-D	22	200	110	Papel parafinado
	26	200	150	Papel parafinado
	26	400	300	Papel parafinado
	29	200	175	Papel parafinado
Goma 2E-C	32	200	215	Papel parafinado
	40	240	420	Papel parafinado
	45	400	850	Papel parafinado
Goma 2E-C	50	450	1.250	Plástico flexible
	55	390	1.250	Plástico flexible
	65	530	2.500	Plástico flexible
	75	400	2.500	Plástico flexible
	80	440	3.125	Plástico flexible
	85	520	4.166	Plástico flexible
	85	620	5.000	Plástico flexible
Explosivos para prospecciones sísmicas Goma 2E-C Jumbo 40/70 Riogel Jumbo 40/70	50	450	1.000	Encartuchado «Jumbo» en plástico rígido rasgable
	55	450	1.000	
	65	200	500	
	65	365	1.000	
	65	620	2.000	
Amonita 2-I	26	200	120	Papel parafinado
Ligamita 1	32	200	175	Papel parafinado
Explosivo de seguridad n.° 9	26	200	156	Papel parafinado
	32	200	220	Papel parafinado
Explosivo de seguridad n.° 20 SR	26	200	130	Papel parafinado
Explosivo de seguridad n.° 30 SR	32	200	200	Papel parafinado
Nagolita	55	526	1.000	Plástico flexible
	65	524	1.390	Plástico flexible
	75	443	1.565	Plástico flexible
	85	459	2.083	Plástico flexible
	125	509	5.000	Plástico flexible
Nagolita Alnafo Naurita	A granel	Sacos de plástico de 25 kg		
Riogel 2	26	250	152	Plástico flexible
	32	250	227	Plástico flexible
	40	350	521	Plástico flexible
	45	500	781	Plástico flexible
	50	500	1.190	Plástico flexible
	55	500	1.389	Plástico flexible
	65	535	2.083	Plástico flexible
	75	500	2.500	Plástico flexible
	85	500	3.125	Plástico flexible
	110	500	5.000	Plástico flexible
	125	535	7.000	Plástico flexible
	140	540	10.000	Plástico flexible
	160	500	11.000	Plástico flexible
	200	380	11.667	Plástico flexible
Permigel 1	26	250	152	Plástico flexible
	29	250	187	Plástico flexible
	32	250	227	Plástico flexible
Riogur R	18	500	250 (1)	Vaina rígida con manguitos de acoplamiento con aletas
Riogur F	17	80 m	250 (1)	Manguera flexible
	22	60 m	418 (1)	Manguera flexible
Riomex E20/24	26	250	155	Plástico flexible
	32	250	230	Plástico flexible
	40	350	500	Plástico flexible
	55	500	1.389	Plástico flexible
	65	535	2.083	Plástico flexible
	85	500	3.125	Plástico flexible
Riomex V 20/24	A granel	Carga mecanizada		
Riomex V 150/154	A granel	Carga mecanizada		
Emunex 3.000	A granel	Sacos de plástico de 25 ó carga mecanizada		
Emunex 6.000/7.500/8.000	A granel	Carga mecanizada		

(1) Pesos indicados por metro lineal de explosivo
Fuente: UNION ESPAÑOLA DE EXPLOSIVOS

BIBLIOGRAFIA

— ANONIMO: «This Story is Dynamite». Australian Mining. July 1981.

— BAMPFIELD, H. A., and MORREY, W. B.: «Emulsion Explosives». CIL. Inc. September 1984.

— BLANCO, R.: «Explosivos de Seguridad - Nuevas Tendencias». Jornada Técnica. Medidas de Seguridad en el Uso y Manejo de Explosivos en Excavaciones. INSH. Octubre 1986.

— BRULIA, J. C.: «Power AN Emulsion/ANFO Explosives Systems». SEE, 1985.

— BUCHTA, L.: «Slurry Explosives». Mining Magazine. May 1972.

— COOK, M. A. «How Dry Mix Explosives Can Increase Costs-Even in Dry Holes». E/MJ, September 1971.

— CHAVER, W., et al.: «Efectos de las Variaciones del Balance de Oxígeno y de la Granulometría en las Propiedades de los Explosivos Secos». Jornadas de Especialistas en Tronaduras. Chile, 1983.

— CHIRONIS, N. P.: «Search for Better Blasting». Coal Age. July 1982.
«Emulsified Blasting Agents Boost». Coal Age. January 1985.

— CROSBY, W.A. y PINCO, M.E.: «When to Use Aluminium in Bulk Explosives». Explosives Engineering. Vol. 9, N, 1. July/August. 1991.

— DANNEMBERG, J.: «Open-Pit Explosives». E/MJ. July 1982.

— DICK, R., et al.: «Explosives and Blasting Procedures Manual». U.S. Bureau of Mines. 1983.

— FAVREAU, R. F., et al.: «Exhaust Temperature - of Explosion as a Criterion for Predicting Fire Hazards Due to Different Blasting Explosives». CIMM. May 1986.

— FORD, M. y BONNEAU, M. D.: «Developments in Cast Blasting Using High Bulk Strength Explosives at Rietspruit Opencast Services». 17 th Annual Conference on Explosives and Blasting Technique. Las Vegas. Nevada. 1991.

— HAGAN, T. N.: «Explosives and Initiating Devices». Australian Mining, July 1981.

— HARRIES, G.: «Explosives». AMF, 1977.

— HELTZEN, A. M., and KURE, K.: «Blasting with ANFO/Polystyrene Mixtures». SEE, 1982.

— LE COUTEUR, L.: «Emulsion Slurry Explosives-The New Generation of Explosive Products». 4th Open Pit Operator Conference. 1982.

— MAIRS, D. B., and TUPLING, R. V.: «Application of Emulsion Explosives in Underground Mining». CIL. Inc. 1985.

— MANON, J. J.: «Explosives: Their Clasification and Characteristics». E/MJ. October 1976.
«Commercial Applications of Explosives». E/MJ. February 1977.

— MUÑIZ, E.: «Apuntes de Explosivos». ETS. Ing. de Minas, 1986.

— RIOS, J.: «Aplicación de los Slurries al Arranque de Rocas». C y E. Diciembre 1981.

— TUTTLE, C. E.: «Small Diameter Slurries». Pit & Quarry, 1972.

— THORNLEY, G. M., and FUK, A. G.: «Aluminized Blasting Agents». IRECO Chemicals.

— UNION ESPAÑOLA DE EXPLOSIVOS: «Empleo del Riogel en Voladuras de Interior». Jornadas Técnicas.
«Explosivos y Accesorios».
«Emulsiones-Explosivas». Jornadas Técnicas.
«Uso de los Riogeles Vertibles en Explotaciones a Cielo Abierto». Jornadas Técnicas.

Capítulo 12

CRITERIOS DE SELECCION DE EXPLOSIVOS

1. INTRODUCCION

Uno de los grupos de variables controlables por los técnicos en las voladuras es el constituido por los explosivos. La elección del tipo de explosivo forma parte importante del diseño de una voladura y, por consiguiente, de los resultados a obtener.

Los usuarios de explosivos a menudo caen en la rutina y en el espejismo de unos costes mínimos de arranque sin tener en cuenta toda una serie de factores que son necesarios analizar para una correcta selección: precio del explosivo, diámetro de carga, características de la roca, volumen de roca a volar, presencia de agua, condiciones de seguridad, atmósferas explosivas y problemas de suministro.

2. PRECIO DEL EXPLOSIVO

El coste del explosivo es evidentemente un criterio de selección muy importante. En principio, hay que elegir el explosivo más barato con el que se es capaz de realizar un trabajo determinado.

Los precios comparativos de los explosivos por unidad de peso, tomando como referencia el Nitrato Amónico, se indican en la Fig. 12.1, elaborada a partir de la de Wright (1986).

Se observa que el explosivo más barato es el ANFO, que llega a suponer un consumo total entre el 50 y el 80%, según los países. Otros atractivos de este agente explosivo son la seguridad, la facilidad de almacena-

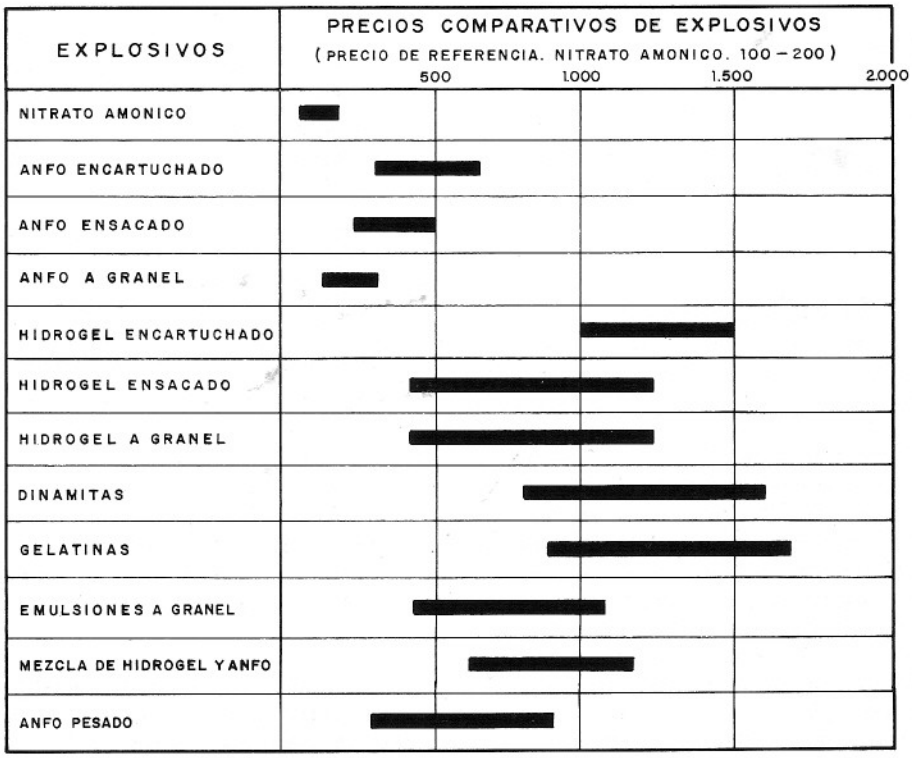


Figura 12.1. *Precios comparativos de los explosivos industriales.*

miento, transporte y manipulación, así como la posibilidad de la carga a granel.

Pero, a pesar del bajo precio, el ANFO presenta algunos inconvenientes como son su mala resistencia al agua y su baja densidad.

Al hablar del precio de los explosivos sería más correcto hacerlo expresando éste por unidad de energía disponible (PTA/kcal) que por unidad de peso (PTA/kg), pues en definitiva los resultados de las voladuras dependen de la energía destinada a la fragmentación y esponjamiento de la roca.

Por otro lado, no hay que olvidar que el objetivo de las voladuras es realizar el arranque con un coste mínimo, y que en rocas duras la perforación es una operación muy onerosa que puede llegar a compensar ampliamente la utilización de explosivos caros, pero más potentes, o cargas selectivas formadas por un explosivo denso y de alta energía en el fondo y otro menos denso y de energía media en la columna.

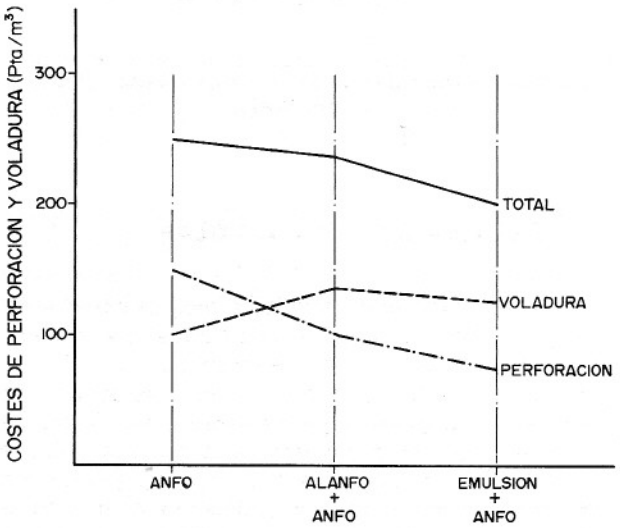


Figura 12.2. *Costes relativos de perforación y voladura en rocas duras para distintas alternativas de carga.*

Para un diseño geométrico de voladura fijado, utilizando un diámetro de barreno dado, el menor coste se obtendrá empleando un explosivo que proporcione la potencia requerida al menor coste por unidad de longitud de barreno cargada. La posible elección del producto explosivo se muestra en la Fig. 12.3. que presenta la relación entre Potencia Relativa en Peso y Potencia Relativa en Volumen de diferentes tipos de ANFO, emulsiones y ANFO Pesado aluminizados y no aluminizados. Esta figura también muestra cuando pueden usarse los distintos explosivos en barrenos con agua, secos o desaguados. Para una Potencia Relativa en Volumen dada, la Fig. 12.3. refleja que hay una amplia gama de explosivos que pueden elegirse para un esquema de voladura dado.

Así pues, desde un punto de vista económico, el mejor explosivo no es el más barato sino aquel con el que se consigue el menor coste de voladura.

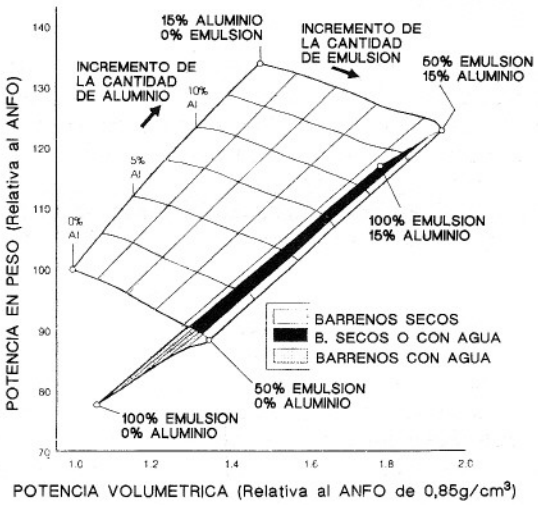


Fig. 12.3. *Relaciones entre las PRP y las PRV de distintas combinaciones de explosivos de ANFO, emulsión y ANFO Pesado con diferentes adiciones de aluminio.*

3. DIAMETRO DE CARGA

Cuando se utilizan explosivos cuya velocidad de detonación varía fuertemente con el diámetro, como es el caso del ANFO, hay que tomar las siguientes precauciones:

— Con barrenos de diámetro inferior a 50 mm es preferible, a pesar del mayor precio, emplear hidrogeles o dinamitas encartuchadas.

— Entre 50 y 100 mm el ANFO es adecuado en las voladuras en banco como carga de columna y en las voladuras de interior aumentando la densidad hasta un 20 % con cargadoras neumáticas y cebándolo de forma efectiva.
Cuando se usan hidrogeles, tanto a cielo abierto como en interior, éstos son generalmente encartuchados y sensibles al detonador.

— Por encima de los 100 mm, no existen problemas con el ANFO, aunque en rocas duras es preferible diseñar las columnas de forma selectiva y con un buen sistema de iniciación.
En los calibres grandes con las diferentes mezclas explosivas a granel (ANFO, hidrogeles, emulsiones y ANFO pesado) es muy económico realizar la carga con medios mecánicos.

Por último, los explosivos gelatinosos y pulverulentos encartuchados se siguen usando en diámetros pequeños, pero en calibres de tipo medio están siendo sustituidos por los hidrogeles y emulsiones encartuchadas.

4. CARACTERISTICAS DE LA ROCA

Las propiedades geomecánicas del macizo rocoso a volar conforman el grupo de variables más importante, no sólo por su influencia directa en los resultados de las voladuras sino además por su interrelación con otras variables de diseño.

Si se clasifican las rocas en cuatro tipos, los criterios de selección recomendados son:

4.1. Rocas masivas resistentes

En estas formaciones las fracturas y planos de debilidad existentes son muy escasos, por lo que es necesario que el explosivo cree un mayor número de superficies nuevas basándose en su Energía de Tensión «ET». Los explosivos idóneos son pues aquellos con una elevada densidad y velocidad de detonación: hidrogeles, emulsiones y explosivos gelatinosos.

4.2. Rocas muy fisuradas

Los explosivos con una alta «ET» tienen en esos macizos muy poca influencia sobre la fragmentación final, pues cuando se empiezan a desarrollar las grietas radiales éstas se interrumpen rápidamente al ser intersectadas por fracturas preexistentes. Por ello, interesan explosivos que posean una elevada Energía de los Gases «EB», como es el caso del ANFO.

4.3. Rocas conformadas en bloques

En los macizos con un espaciamiento grande entre discontinuidades que conforman bloques voluminosos in-situ y en los terrenos donde existen grandes bolos dentro de matrices plásticas, la fragmentación está gobernada fundamentalmente por la geometría de la voladura y en menor grado por las propiedades del explosivo.

En estos casos se aconsejan explosivos con una relación «ET/EB» equilibrada, como pueden ser el ALANFO y el ANFO Pesado.

4.4. Rocas porosas

En este tipo de rocas se produce una gran amortiguación y absorción de la «ET», realizándose prácticamente todo el trabajo de rotura por la «EB». Además de seleccionar los explosivos idóneos, que serán aquellos de baja densidad y velocidad de detonación como el ANFO, se recomiendan las siguientes medidas para retener los gases dentro de los barrenos el mayor tiempo posible:

— Controlar la longitud y material de retacado
— Dimensionar la piedra correctamente
— Cebar en fondo
— Reducir la Presión de Barreno, mediante el desacoplamiento de las cargas o adición de materiales inertes. (ANFOPS).

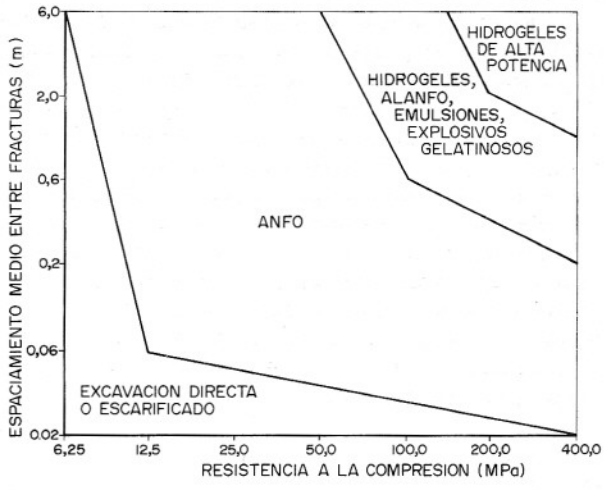


Figura 12.4. *Selección de explosivos en función de las propiedades geomecánicas de los macizos rocosos (Brady y Brown, 1985).*

5. VOLUMEN DE ROCA A VOLAR

Los volúmenes de excavación a realizar y ritmos de trabajo marcan los consumos de explosivo a efectuar dentro de las operaciones de arranque.

En las obras de mayor envergadura las cantidades de explosivo pueden llegar a aconsejar su utilización a granel, ya que posibilitan la carga mecanizada desde las propias unidades de transporte, se reducen los costes de mano de obra dedicada a dicha operación y se aprovecha mejor el volumen de roca perforado.

6. CONDICIONES ATMOSFERICAS

Las bajas temperaturas ambientales influyen fuertemente en los explosivos que contienen NG, ya que tienden a congelarse a temperaturas inferiores a 8°C. Para solventar este problema se utilizan sustancias como el Nitroglicol que hacen que el punto de congelación pase a −20°C.

Las altas temperaturas también dan lugar a inconvenientes que hacen el manejo del explosivo peligroso como es el caso de la denominada exudación.

Con el desarrollo de los hidrogeles, esos riesgos han desaparecido prácticamente, aunque con el frío los encartuchados se hacen más insensibles y se precisa una mayor energía de iniciación. El ANFO tampoco se ve afectado por las bajas temperaturas si el cebado es eficiente, pero en ambientes calurosos es preciso controlar la evaporación del combustible líquido.

7. PRESENCIA DE AGUA

Cuando el ANFO se encuentra en un ambiente que le aporta una humedad superior al 10% se produce su alteración que impide la detonación de la mezcla explosiva. Así, cuando los barrenos contengan agua se procederá de las siguientes formas:

— Si la presencia de agua es pequeña, el ANFO triturado se encartuchará dentro de fundas de plástico, alcanzándose densidades próximas a 1,1 g/cm^3. El cebado deberá ser axial, pues de lo contrario si uno de los cartuchos resulta dañado y su carga alterada se interrumpirá la detonación dentro de la columna.

— Si la cantidad de agua alojada es mayor y no es practicable el procedimiento anterior se puede efectuar el desagüe de los barrenos con una bomba e introducir a continuación una vaina de plástico de resistencia adecuada y proceder a la carga del ANFO a granel.

— Si la afluencia de agua a los barrenos impide el desagüe, se pueden utilizar explosivos como los hidrogeles y emulsiones a granel, bombeándolos o vertiéndolos, o explosivos gelatinosos e hidrogeles encartuchados. En este último caso la altura que alcanzaría el agua se puede estimar con la siguiente expresión:

$$H_f = \frac{H_0 \times D^2}{D^2 - d^2}$$

donde:

H_f = Altura final del agua.

H_0 = Altura inicial del agua.

D = Diámetro del barreno.

d = Diámetro del cartucho de explosivo.

En los casos de poca agua o bombeo viable, el ANFO Pesado ha abierto unas nuevas expectativas de abaratamiento de las voladuras.

8. PROBLEMAS DE ENTORNO

Las principales perturbaciones que inciden sobre el área próxima a las voladuras son las vibraciones y onda aérea.

Desde el punto de vista del explosivo, aquellos que presentan una elevada «ET» son los que dan lugar a un mayor nivel de vibraciones. Así, si es factible, será mejor utilizar ANFO que hidrogeles. El seccionado y secuenciado de cargas se puede realizar también con explosivos a granel y encartuchados aplicando diferentes técnicas de iniciación.

Foto 12.1 *Empleo de hidrogel vertible en barrenos con agua.*

En cuanto a la onda aérea, se recomienda que el explosivo tenga una relación «ET/EB» equilibrada y sobre todo que se controle el diseño geométrico de la voladura.

9. HUMOS

Aunque muchos explosivos están preparados para que tengan un equilibrio de oxígeno que maximice la energía desarrollada y minimice los gases tóxicos de detonación, es inevitable la formación de humos nocivos con un cierto contenido en gases nitrosos y CO.

Los humos intervienen como criterio de elección sólo en los trabajos subterráneos y es preciso señalar que más que un problema propio del explosivo suele ser un problema de insuficiencia de ventilación de las labores.

La presencia de fundas de plástico, diámetros de carga inadecuados o iniciaciones ineficientes pueden dar lugar a un elevado volumen de humos.

Los hidrogeles sensibles al detonador dan generalmente gases con buenas características, mientras que con los hidrogeles a granel hay que tomar ciertas precauciones, lo mismo que con el ANFO que produce una elevada concentración de gases nitrosos.

Los explosivos gelatinosos son generalmente buenos, pero no así las dinamitas con alto contenido en NA.

10. CONDICIONES DE SEGURIDAD

Un punto de equilibrio, a veces no fácil de lograr en un explosivo,es el binomio sensibilidad-seguridad. Los explosivos gelatinosos tienen una alta sensibilidad, pero si en la pila de escombro queda por algún motivo (descabezamiento de barrenos, rotura de cordón detonante, etc.), restos de explosivo y es necesario el empleo de maquinaria pesada: tractores de orugas o excavadoras, puede producirse la detonación con riesgo para el personal de operación. Este problema se ha resuelto con el empleo de los hidrogeles y emulsiones que son insensibles a los golpes, fricciones y estímulos subsónicos, pero poseen un grado de sensibilidad adecuada para la iniciación.

11. ATMOSFERAS EXPLOSIVAS

Las excavaciones que se realizan con atmósferas potencialmente inflamables con grisú o polvo, tanto en minas de carbón como en otras explotaciones metálicas e incluso de obra pública, pueden dar lugar a grandes catástrofes si se producen explosiones secundarias.

Por ello, en esos proyectos es preciso efectuar un estudio de la atmósfera y entorno próximo a la voladura para tomar la decisión de utilizar explosivos de seguridad y/o inhibidores en el material de retacado.

12. PROBLEMAS DE SUMINISTRO

Por último, hay que tener en cuenta las posibilidades reales de suministro en función de la localización de los trabajos y puntos de abastecimiento de los explosivos y accesorios.

Asimismo, si se dispone de polvorines propios será necesario considerar los tiempos de almacenamiento y las variaciones de las características explosivas de algunos de los productos.

BIBLIOGRAFIA

— CROSBY, W. A. Y PINCO, M. E.: «When to Use aluminium in Bulk Explosives». Explosives Engineering, Vol. 9. N. 2. July/August. 1991.
— DICK, R. A. et al.: «Explosives and Blasting Procedures Manual». U.S. Bureau of Mines. 1982.
— LOPEZ JIMENO, E. «Implantación de un Método de Cálculo y Diseño de Voladura en Banco». Tesis doctoral. E. T. S. Ingenieros de Minas de Madrid, 1986.
— MANON, J. J.: «How to Select An Explosive or Blasting Agent for A Specific Job». E/MJ May 1977.
— UNION ESPAÑOLA DE EXPLOSIVOS: «Explosivos y Accesorios». 1981.
— WRIGHT, K. W.: «Effective Blast Round Desing Selecting the Right Explosive for the Right Job». World Mining Equipment March, 1986.

Capítulo 13

ACCESORIOS DE VOLADURA

1. INTRODUCCION

Paralelamente a la evolución de los explosivos los accesorios de iniciación han sufrido desde los años cuarenta un fuerte desarrollo tecnológico con el que se ha intentado alcanzar los siguientes objetivos:

— La iniciación enérgica de los explosivos de las últimas generaciones, mucho más insensibles que las dinamitas clásicas pero también más seguros.
— El control de los tiempos de iniciación para mejorar la fragmentación.
— La reducción del nivel de vibraciones, onda aérea y proyecciones producidas en las voladuras.
— El cebado puntual, en fondo o en cabeza del barreno, o el cebado lineal de toda la columna de explosivo.
— La mayor rapidez y flexibilidad de las operaciones de arranque manteniendo un elevado grado de seguridad para el personal e instalaciones.

Actualmente, el sistema de energetización de los detonadores llamados ordinarios por medio de mecha lenta, que implica un alto riesgo de accidentes para los artilleros y una falta de control de los tiempos de salida con unas repercusiones negativas en el rendimiento de las voladuras y en las alteraciones a que pudieran dar lugar éstas, ha sido casi totalmente sustituido por sistemas más seguros y fiables que pueden clasificarse en dos grupos:

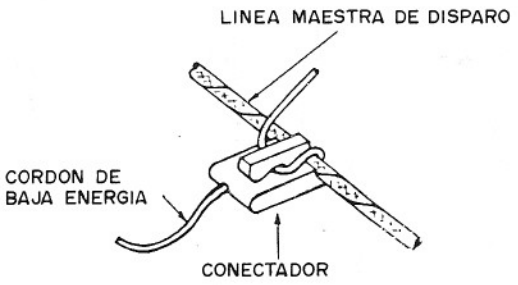


Figura 13.1. *Conectador de plástico en cordón detonante de muy baja energía.*

— Sistemas eléctricos, y
— Sistemas no eléctricos

En el presente capítulo se describen para cada grupo las características de los diferentes accesorios de iniciación y de otros elementos de utilidad para la correcta ejecución de las voladuras.

2. SISTEMAS NO ELECTRICOS DE INICIACION

2.1. Detonadores iniciados por cordones detonantes de muy bajo gramaje

Los cordones de muy baja energía están constituidos por un alma de pentrita con un gramaje variable entre 0,8 y 1,5 g/m rodeada de hilados y de una cubierta de plástico flexible con un diámetro aproximado de unos 3 mm. El detonador situado en uno de los extremos del cordón es similar al eléctrico, con la única diferencia de que el inflamador es el propio cordón, y suele estar rematado por un conectador de plástico como el de la Fig. 13.1 con el que se enlaza al cordón maestro de disparo de mayor gramaje.

Estos detonadores se comercializan en el extranjero con diferentes nombres Anodet, Detaline, Primadet, etc. Presentan una gran ventaja que es la no iniciación de los agentes explosivos,como son los hidrógeles y el ANFO, pudiendo así conseguirse el cebado en el fondo.

2.2. Detonadores Nonel o sistemas de tubo de choque

Constan de un tubo delgado de plástico transparente de 3 mm de diámetro recubierto en su interior por una fina película de explosivo de 20 mg/m y una cápsula detonadora semejante a la de los detonadores eléctricos. La velocidad de la onda de choque dentro del tubo es de unos 2.000 m/s y no es lo suficientemente potente para iniciar a los explosivos en contacto con dicho tubo, por muy sensibles que éstos sean, por lo que también puede efectuarse de forma efectiva el cebado en fondo.

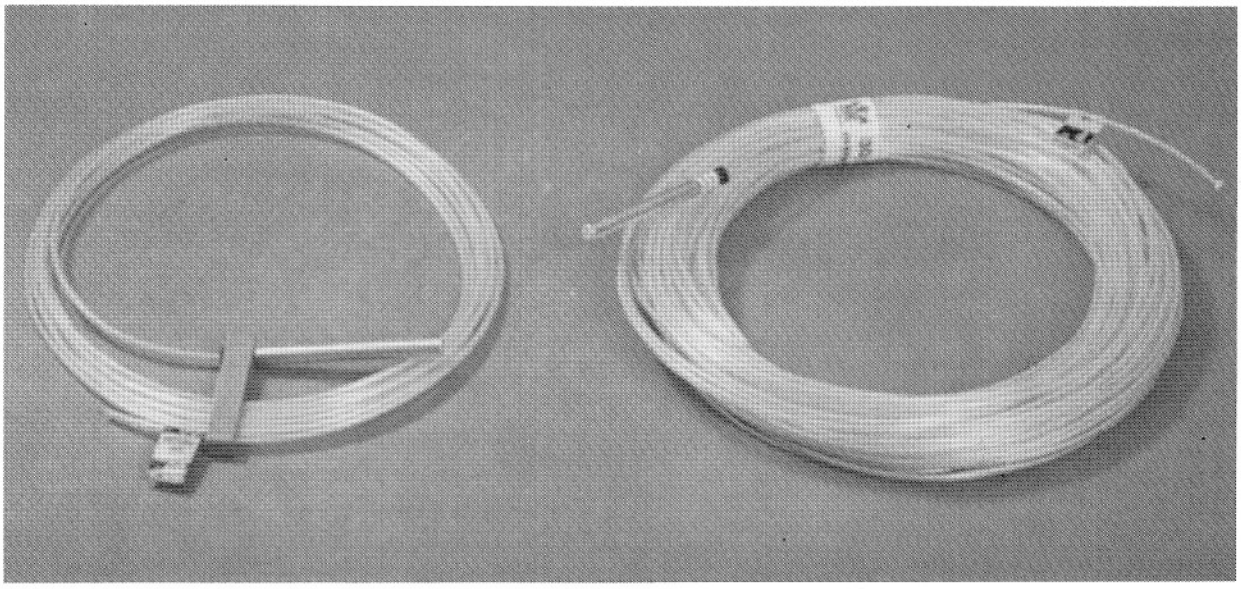


Foto 13.1. *Detonador Nonel (Nitro-Nobel).*

La iniciación puede realizarse mediante un detonador, un cordón detonante o una pistola especial cargada con cartuchos de fogueo.

Los intervalos de retardo con los que se comercializan estos detonadores de fabricación sueca son de 25 ms, 100 ms, 200 ms y 500 ms, abarcando desde un tiempo mínimo de 75 ms hasta un máximo de 2.000ms, dependiendo de los números de la serie. En otros países donde se fabrican bajo patente, los tiempos de retardo pueden diferir de los anteriores.

Para el cálculo de las voladuras hay que tener en cuenta el retardo debido a la transmisión de la onda de choque a través del tubo, que es de unos 0,5 ms por cada metro de longitud.

Con el fin de dotar a este sistema de mayor flexibilidad y reducir el coste, actualmente el detonador Nonel se utiliza con una longitud de tubo reducida en combinación con un cordón detonante de muy bajo gramaje (1 g/m) uniéndolos mediante conectadores de plástico.

Un inconveniente práctico que plantea este tipo de detonador es la imposibilidad de comprobar los circuitos de disparo, teniendo que basarse ésta en la simple inspección visual.

2.3. Detonadores Hercudet

El sistema está formado por un explosor especial

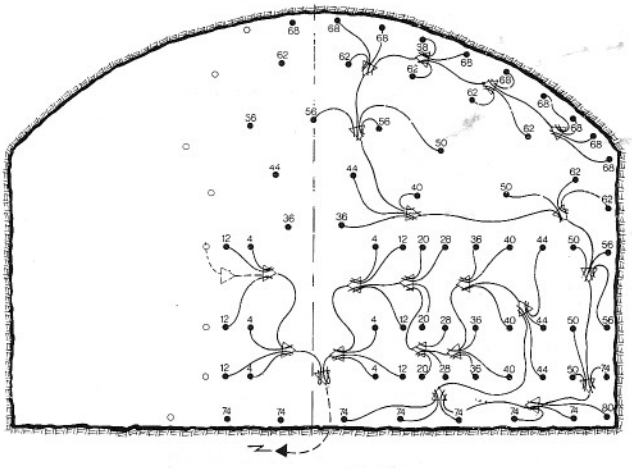


Figura 13.2. *Esquema de encendido con detonadores Nonel y conectadores.*

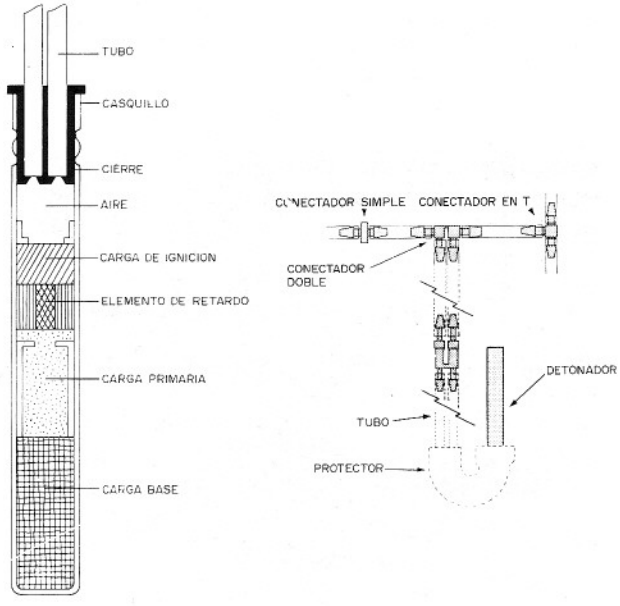


Figura 13.3. *Detonador Hercudet y piezas de conexión de tubos.*

conectado a los detonadores mediante un fino tubo de plástico que cierra el circuito. El explosor introduce en dicho circuito una mezcla gaseosa de dos componentes, oxígeno más gas combustible, iniciando la explosión de la misma cuando toda la línea está llena de esa mezcla. La detonación se propaga a una velocidad de 2.400 m/s, iniciando a su paso los detonadores pero no el explosivo en contacto con los tubos, por lo que también hace factible el cebado en fondo.

Los detonadores son de tipo convencional, instantáneos o temporizados con intervalos de retardo de 50 ms para los primeros números y 60 ms para los últimos, abarcando un tiempo total desde 50 ms hasta 850 ms. En estos detonadores la parte eléctrica se ha sustituido por dos tubos de plástico que sobresalen del casquillo del detonador unos 10 cm para trabajos de cielo abierto y 4,8 ó 7,2 m para voladuras subterráneas.

La ventaja principal que presenta este detonador frente a otros no eléctricos es la posibilidad de comprobar que el circuito de la pega está bien hecho, ya que se introduce en el mismo un determinado caudal de aire o nitrógeno midiendo a continuación la presión. En la Fig. 13.4 se representa un esquema de conexión.

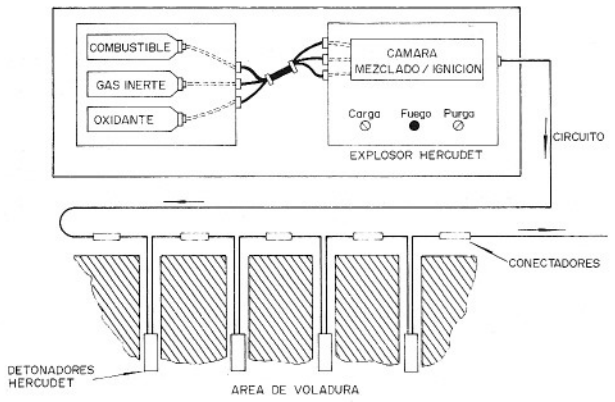


Figura 13.4. *Esquema de circuito con detonadores Hercudet.*

Foto 13.2. *Multiplicador temporizado Deckmaster.*

2.4. Multiplicadores temporizados

Este grupo de accesorios consta normalmente de un multiplicador convencional con una funda de plástico que dispone de un orificio lateral,a modo de generatriz por donde pasa el cordón detonante de bajo gramaje de 3 a 6 g/m. El «elemento de tiempo» va inserto en el multiplicador y está provisto de una cápsula iniciadora o sensor próximo al cordón detonante, un elemento de transmisión y un detonador temporizado.

Este tipo de multiplicador se utiliza básicamente en aquellas voladuras donde las columnas de explosivo se seccionan e inician en tiempos distintos con el fin de reducir las cargas operantes. Los tiempos nominales de secuenciación dependen de las diferentes casas fabricantes, entre las que destacamos:

— Deckmaster de Atlas Powder Co. de 25 ms y 50 ms de intervalos de tiempo con un retardo máximo de la serie de 400 ms.

— Austin ADP de 25, 50 y 75 ms de intervalos de retardo.

— Slider de la CIL, Inc. Fig. 13.5 etc.

El número de intervalos puede ampliarse significativamente combinando este sistema con el clásico de cebado en cabeza con detonadores eléctricos de microrretardo.

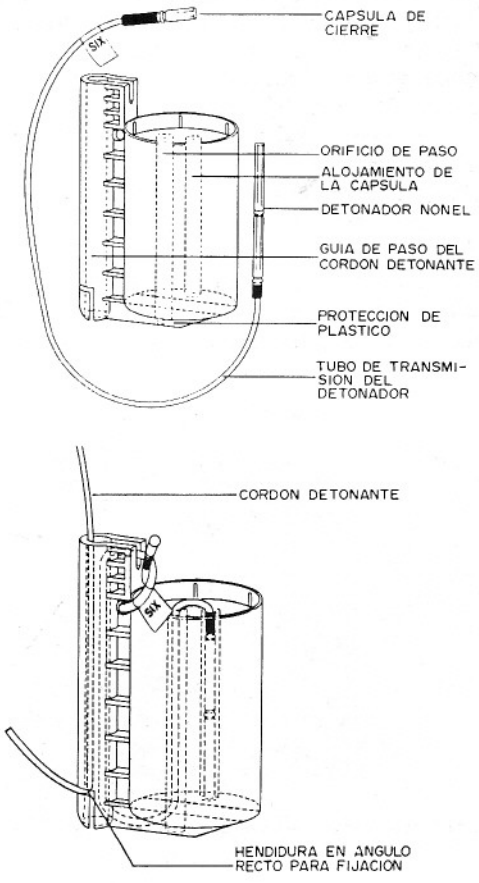


Figura 13.5. *Elementos y ensamblaje de un multiplicador temporizado Slider.*

2.5. Relés de microrretardo en superficie y en barreno

El relé de microrretardo en superficie es un accesorio que intercalado en una línea de cordón detonante introduce un desfase de tiempo en la transmisión de la onda de detonación.

Están constituidos por un elemento de microrretardo con dos pequeñas cargas explosivas adosadas a sus lados y alojadas en una vaina metálica.

En los de diseño antiguo, el cordón se engarza al casquillo metálico mediante el empleo de unas tenacillas y en los más modernos, que son de plástico, se dispone en los extremos de unos huecos especiales que permiten con un pasador en forma de cuña fijar correctamente el cordón detonante. Fig. 13.6.

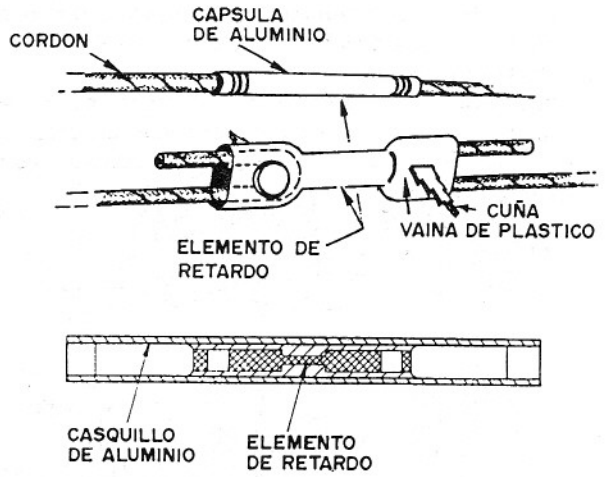


Figura 13.6. *Tipos de relés de microrretardo de superficie.*

Los tiempos de retardo son siempre de milisegundos y suelen oscilar entre 10 y 100 ms, dependiendo de la casa fabricante. En España se comercializan de 15 y 25 ms.

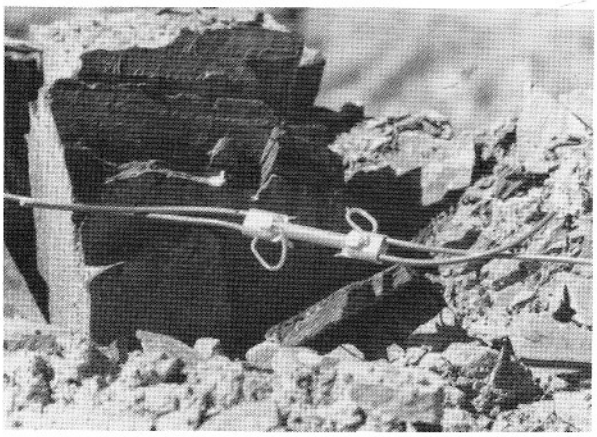


Foto 13.3. *Relé de microrretardo.*

La utilización de estos elementos permite conseguir secuencias con un número ilimitado de intervalos de tiempo, pues incluso pueden colocarse más de uno en serie dentro del mismo ramal de cordón entre cada dos barrenos.

Los otros relés, denominados de microrretardo en barrenos, son en esencia semejantes a los anteriores, pues están formados por un pequeño cilindro de aluminio con un extremo abierto donde se inserta el cordón detonante que inicia la carga del barreno y en el otro extremo una pequeña anilla por donde se enhebra el cordón de menor gramaje que constituye la línea maestra. Fig. 13.7.

Los tiempos de microrretardo varían desde los 25 ms hasta los 1.000 ms y se necesita uno por cada barreno.

Con el fin de eliminar el riesgo de fallos es aconsejable disponer en las voladuras de un circuito doble de iniciación.

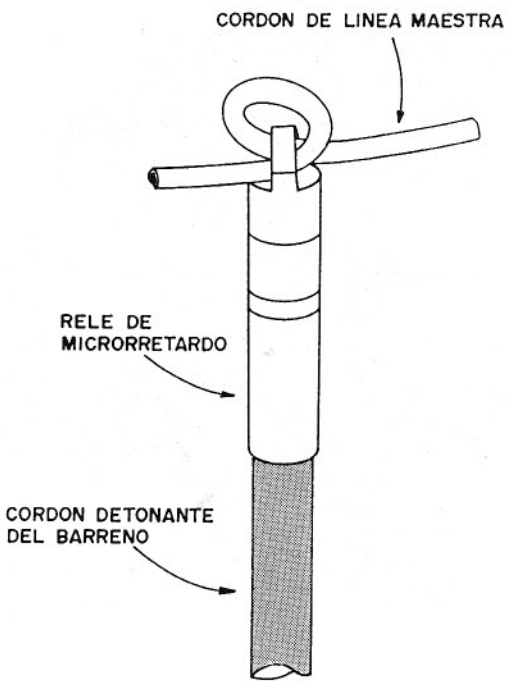


Figura 13.7. *Relé de microrretardo en barreno.*

2.6. Detonadores ordinarios y mecha lenta

Los detonadores ordinarios están formados por un casquillo de aluminio que contiene dos cargas: una carga base de un explosivo de alta velocidad de detonación en el fondo del tubo y una carga primaria de un explosivo más sensible. Fig. 13.8.

Se inician por medio de un ramal de mecha lenta que se engarza al detonador con una tenacillas o mordaza especial. Esa mecha lenta está fabricada por un núcleo de pólvora rodeada de varias capas de hilados y materiales impermeabilizantes, resistentes a la abrasión, a la humedad y a los esfuerzos mecánicos.

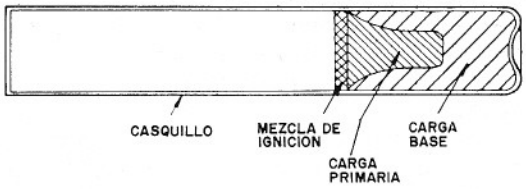


Figura 13.8. *Detonador ordinario.*

El corte de la mecha lenta para que se produzca un buen contacto con la mezcla de ignición del detonador debe ser normal al eje del núcleo de la misma. Fig. 13.9.

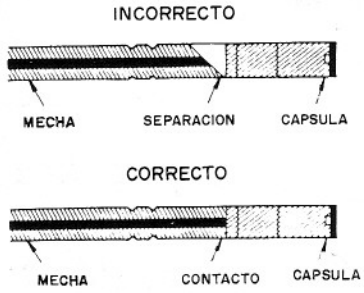


Figura 13.9. *Iniciación con mecha lenta y detonador convencional.*

El tiempo de combustión es normalmente de 2 minutos por metro, con una tolerancia del ± 10%.

Las aplicaciones de estos accesorios se han ido reduciendo a lo largo del tiempo, siendo en estos momentos muy esporádica su utilización.

Un sistema muy útil para encender simultáneamente un gran número de mechas, en condiciones de seguridad y rapidez, lo constituye el formado por los cordones de ignición, que pueden llegar a tener velocidades de propagación de hasta 3 m/s, y los conectadores de mecha. Fig. 13.10.

El encendido del cordón de ignición puede llevarse a cabo por tres métodos: llama de un mechero, resistencia eléctrica o con una mecha lenta.

2.7. Cordones detonantes

Estos cordones disponen de un núcleo de pentrita en cantidad variable (3, 6, 12, 40 y 100 g/m) rodeado por varias capas de hilados y fibras textiles, con un recubrimiento exterior de cloruro de polivinilo que permite que tengan unas características adecuadas de flexibilidad, impermeabilidad, resistencia a la tracción y a la humedad.

La velocidad de detonación es de unos 7.000 m/s. Los tipos de empalmes que pueden realizarse se indican en la Fig. 13.11.

En el cordón de 3 g/m deben eliminarse tales uniones, a no ser que se efectúen con cordones de gramaje superior. Si bien la aplicación básica de estos acceso-

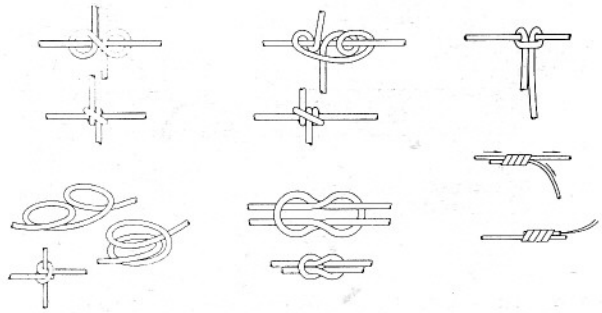
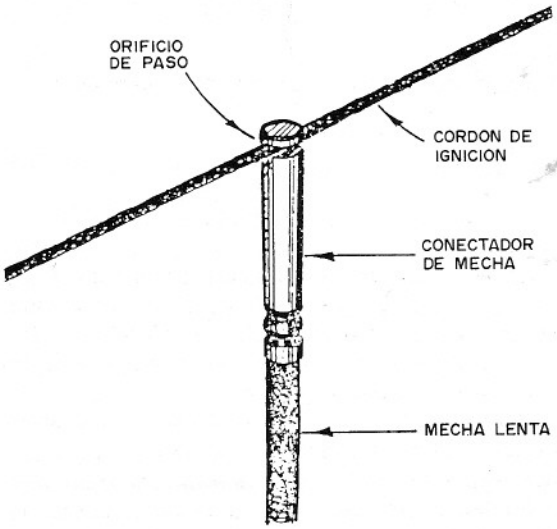


Figura 13.11. *Empalmes con cordón detonante.*



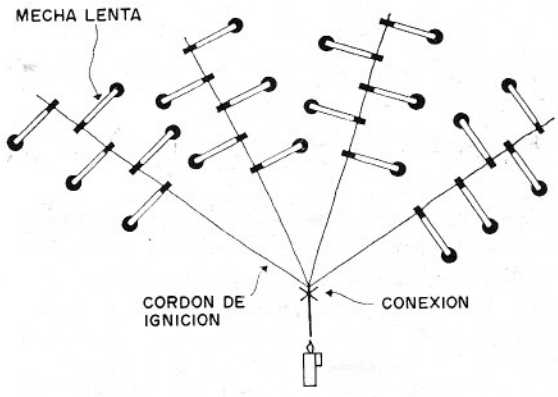


Figura 13.10. *Sistema de encendido rápido de mecha de seguridad.*

rios es la de transmitir la detonación iniciada por un detonador a una carga de explosivo, se emplean en otros usos como los que se indican en la Tabla 13.1.

TABLA 13.1

CORDON DETONANTE (g/m)	APLICACIONES
1,5–3	• Iniciación de multiplicadores y explosivos muy sensibles.
6	• Líneas maestras conectando barrenos.
12-20	• Iniciación de explosivos convencionales y de baja sensibilidad.
40	• Prospecciones sísmicas.
100	• Voladuras de contorno y demoliciones.

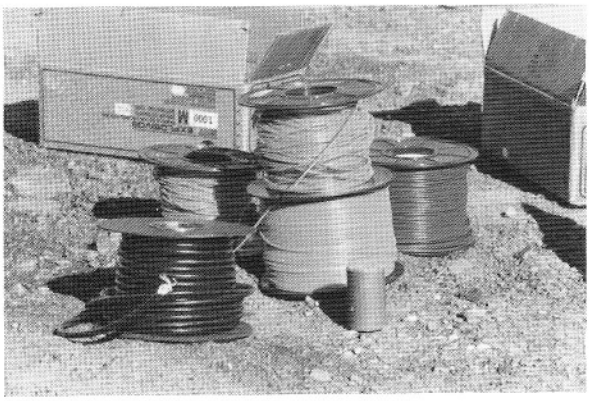


Foto 13.4. *Cordones detonantes de diferente gramaje.*

También existen en el mercado cordones reforzados para trabajos submarinos y otros especiales antigrisú.

3. SISTEMAS ELECTRICOS DE INICIACION

3.1. Detonadores eléctricos convencionales

Estos accesorios están constituidos por una cápsula de aluminio o cobre en la que se aloja un inflamador, un explosivo iniciador y un explosivo base. Fig. 13.12. La potencia de los detonadores viene dada por la cantidad de fulminato de mercurio de que disponen, normalmente de 1 ó 2 gramos que corresponden a los números de potencia 6 y 8 respectivamente, o cualquier otro explosivo equivalente, por ejemplo pentrita prensada, etc.

Si el detonador es de retardo o microrretardo entre el inflamador y el explosivo primario existe un elemento pirotécnico retardador.

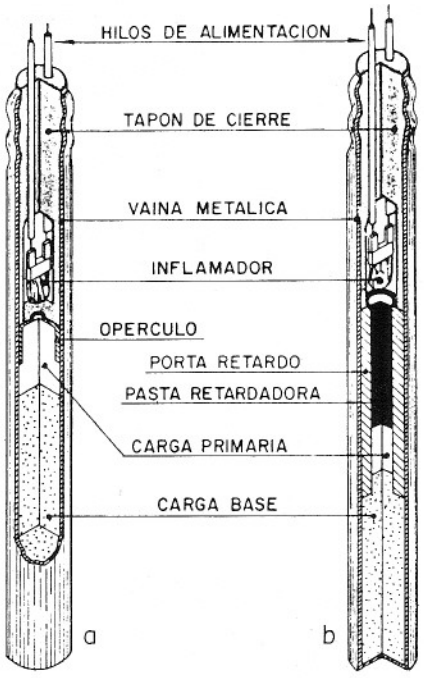


Figura 13.12. *Detonadores eléctricos. Instantáneos y Temporizados.*

Los detonadores eléctricos se clasifican en función de las siguientes características:

1. Tiempos de detonación.
2. Características eléctricas, y
3. Aplicaciones.

De acuerdo con el lapso de tiempo transcurrido entre el momento en que se energetiza el detonador y el instante en que se produce la detonación de las cápsulas se agrupan en:

— **Detonadores instantáneos**
— **Detonadores temporizados.** De retardo y de microrretardo.

En España la serie de detonadores de retardo (500 ms) fabricados por UEE consta de doce números, y la de detonadores de microrretardo de 20 y 30 ms con 15 y 18 números respectivamente.

Todos los detonadores eléctricos presentan cierta dispersión en los tiempos de iniciación, siendo mayor en los números más altos de la serie, tal como ha demostrado Winzer (1979) en un exhaustivo estudio con cámaras ultrarrápidas. El rango de variación normal suele estar comprendido entre el 5 y el 10%. Birch (1983) da una fórmula para estimar la desviación típica en milisegundos a partir del número de detonador «n_d»:

TABLA 13.2

CARACTERISTICAS ELECTRICAS DE LOS DETONADORES UEE	TIPO DE DETONADOR		
	S	I	AI
Resistencia de puente Ohmios (Ω)	1,2-1,6	0,4-0,5	0,03-0,05
Impulso de encendido (mW. seg/Ω)	0,8-3	8-16	1.100-2.500
Corriente de seguridad Amperios (A)	0,18	0,45	4
Corriente de encendido en series recomendada Amperios (A)	1,2	2,5	25

Fuente: *Unión Española de Explosivos, S. A.*

$$\sigma_{ts} = (3 + 2 \cdot n_d)$$

Desde el punto de vista eléctrico los detonadores se clasifican según el impulso de encendido o energía por unidad de resistencia eléctrica que se precisa para provocar la inflamación de la píldora del detonador. Así pues, los detonadores se denominan *Sensibles* (S), *Insensibles* (I) y *Altamente Insensibles* (AI).

Las características eléctricas de los detonadores españoles se indican en la Tabla 13.2.

En lo referente a las aplicaciones, además de los convencionales, existen en el mercado detonadores resistentes a altas presiones de agua para voladuras submarinas, detonadores de cobre para ambientes grisuosos o inflamables y detonadores para prospecciones sísmicas.

En las voladuras, los detonadores eléctricos se conectan entre sí formando un circuito que se une a la fuente de energía por medio de la línea de tiro. Los tipos de conexión que son posibles realizar son:

— **En serie,** Fig. 13.13.

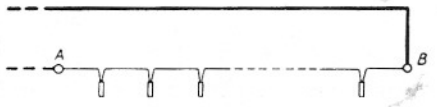


Figura 13.13. *Circuito en serie.*

La resistencia total del circuito «R_T» que resulta es:

$$R_T = R_L + n\,(R_p + 2\,m \times r_l) = R_L + n \times R_D$$

donde:

R_L = Resistencia de la línea de tiro (Ω).

R_p = Resistencia del puente del detonador (Ω).

n = Número de detonadores.

m = Metraje de los hilos del detonador (m).

r_l = Resistencia por metro lineal de hilo.

Para cobre de 0,6 mm de diámetro el valor es 0,065 Ω/m.

R_D = Resistencia total del detonador (Ω).

Este tipo de circuito es el más utilizado por su sencillez y por la posibilidad de comprobación por simple continuidad del mismo. Si el número de detonadores es alto, la tensión del explosor necesario es elevada y el amperaje que resulta es pequeño pues viene dado por:

$$I = V/R_T$$

— **En paralelo,** Fig. 13.14.

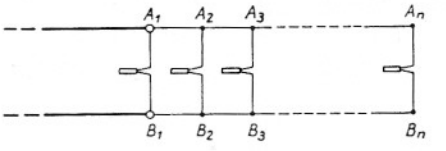


Figura 13.14. *Circuito en paralelo.*

$$R_T = R_L + \frac{R_D}{n}$$

Este sistema de conexión se utiliza sobre todo en trabajos subterráneos y es recomendable cuando el riesgo de derivaciones es alto.

— **En serie-paralelo,** Fig. 13.15.

En conexiones equilibradas se tiene:

$$R_T = R_L + \frac{R_D \cdot n_s}{n_p}$$

donde:

n_s = Número de detonadores en serie.

n_p = Número de series en paralelo.

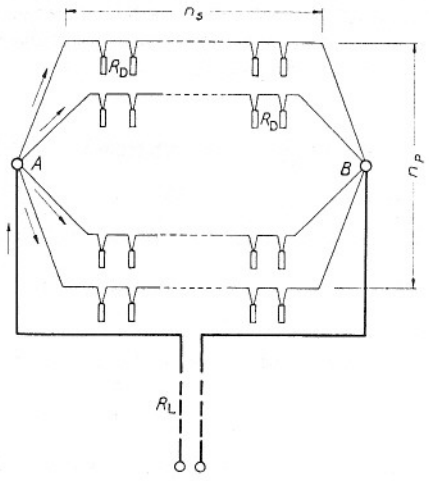


Figura 13.15. *Circuito serie-paralelo.*

Este tipo de circuito se emplea cuando el número de detonadores es muy grande y es necesario reducir la resistencia total para adaptarse a la capacidad del explosor.

Una fórmula para determinar el número óptimo de series en paralelo a partir de un conjunto de detonadores, disponiendo ya de un explosor, es:

$$n_p^2 = \frac{\text{Resistencia total del conjunto de detonadores}}{\text{Resistencia de la línea e hilos de conexión}}$$

Si a pesar de ese cálculo la intensidad eléctrica estimada para cada serie no es suficiente para iniciar adecuadamente a los detonadores las alternativas de actuación son: cambiar la línea de tiro por otra más robusta de menor resistencia eléctrica o sustituir el explosor por otro de mayor voltaje.

Este tipo de circuito es muy efectivo cuando las voladuras tienen menos de 300 barrenos. El desequilibrio admisible entre series es del ± 5%.

La unión de los hilos de los detonadores entre sí o con la línea de tiro debe hacerse de acuerdo con los esquemas recomendados en la Fig. 13.16.

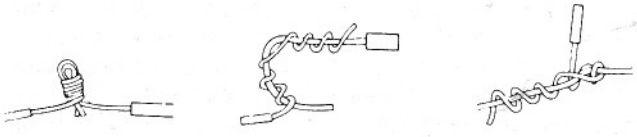


Figura 13.16. *Conexiones recomendadas en los circuitos eléctricos.*

Cuando no existan garantías de aislamiento o se deseen agilizar los trabajos de conexión podrán emplearse conectadores rápidos.

Las comprobaciones de los circuitos se realizarán con un óhmetro diseñado para que la intensidad de salida no exceda de 0,025 A y la corriente de cortocircuito sea inferior a 0,050 A. Las etapas de comprobación pueden dividirse de la siguiente forma:

a) **Antes de la conexión del circuito.** Comprobar la continuidad y el aislamiento de la línea de tiro, y si se estima necesario cada detonador individualmente, tomando la precaución de introducir la cápsula dentro de un bloque de madera o una tubería de acero para proteger al artillero de una posible explosión accidental.

b) **Después de la conexión.** Comprobar la resistencia total del circuito. Cuando el esquema es en serie las resistencias menores a las calculadas son debidas a la falta de conexión de todos los detonadores o a una derivación en el circuito. Si la resistencia es demasiado alta existe un falso contacto o el número de detonadores es superior al calculado. Y por último, si la resistencia es infinita el circuito está abierto. Cualquiera de esas anomalías se corregirá subdividiéndose el circuito y determinando el punto donde se localiza el fallo.

En los circuitos en paralelo se recomienda comprobar individualmente cada detonador y en los esquemas serie-paralelo proceder a comprobar cada serie y verificar si éstas están equilibradas.

3.2. Detonadores eléctricos Magnadet. Multiplicadores Magna

En 1981 apareció en el mercado el detonador eléctrico Magnadet, comercializado por la ICI, que presenta frente a los convencionales numerosas ventajas como son:

— Las corrientes errantes continuas o alternas convencionales de 50 ó 60 Hz no pueden iniciarlo.

— Pasa la prueba de electricidad estática alemana con descarga a 30 kV y 2.500 picofaradios y la francesa de 10 kW y 2.000 picofaradios.

— Es más seguro que los detonadores convencionales frente a la energía de radio frecuencia.

— La posibilidad de derivaciones es prácticamente nula, pues cada detonador actúa independientemente como en un circuito paralelo.

La característica especial de este detonador es que se conecta al explosor a través de un transformador. El primario está constituido por la línea de tiro que se une al explosor y el secundario por un anillo toroidal de ferrita y los hilos de la cápsula detonante. Fig. 13.17.

La iniciación del detonador sólo puede producirse cuando el primario se conecta a una fuente de corriente alterna de frecuencia igual o superior a 15 kHz. Por esto, se precisan explosores especiales por encima de la indicada hasta los 30 kHz y permiten comprobar fácilmente si la impedancia del circuito está por debajo del límite aceptable.

La batería de que disponen es recargable y permite efectuar hasta 100 disparos si se parte de su carga máxima. El multiplicador Magna se basa en el mismo principio y está diseñado para alojar dos detonadores Magnadet con una longitud de hilos conductores reducida a 5 cm. El circuito primario pasa a través de un

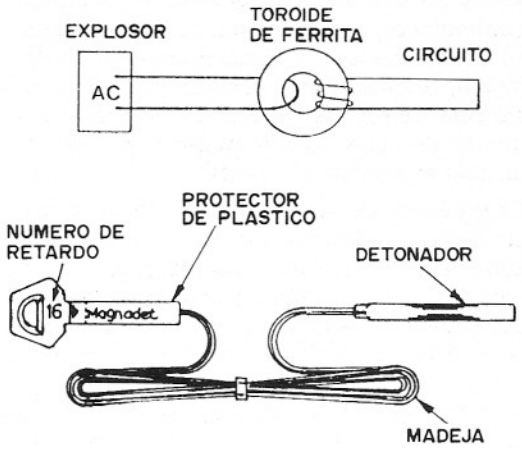


Figura 13.17. *Detonador Magnadet.*

orificio central tal como puede observarse en la Foto. 13.5.

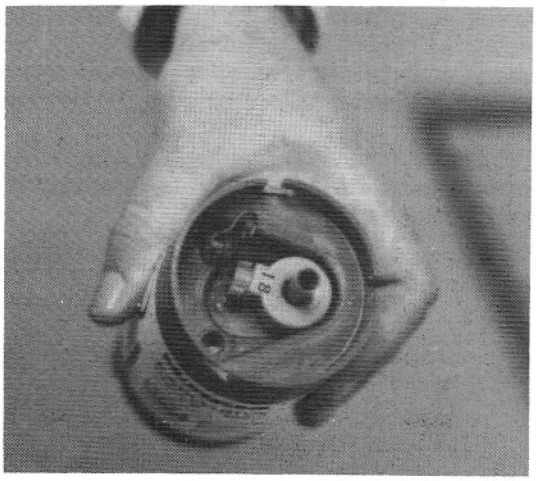


Foto 13.5. *Multiplicador Magna.*

3.3. Detonadores temporizados electrónicos

Desde mediados de los años 80, diversos fabricantes de explosivos comenzaron a desarrollar los detonadores temporizados electrónicos. Estos accesorios permiten, por su gran precisión, un excelente control del proceso de fragmentación, así como de las vibraciones y proyecciones.

Los componentes principales de un detonador electrónico se representan en la Fig. 13.18. En esencia consisten de una unidad de retardo electrónica y un detonador instantáneo.

Se distingue un circuito integrado, o microchip (4), que constituye el corazón del detonador, un condensador para almacenar energía (5), y unos circuitos de seguridad (6) conectados a los hilos que sirven de protección frente a diversas formas de sobrecargas eléctricas. El propio microchip posee unos circuitos de seguridad internos. La cerilla inflamadora (3) para la iniciación de la carga primaria (2) está especialmente diseñada para proporcionar un tiempo de iniciación pequeño con la mínima dispersión.

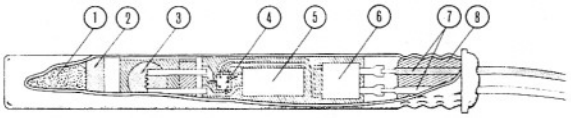


Figura 13.18. *Detonador electrónico.*

El sistema de encendido consta, pues, de un condensador y de un conmutador electrónico, cuya salida es la cerilla inflamadora.

En cuanto a los tiempos de retardo, los detonadores electrónicos tienen unas posibilidades mucho mayores que los convencionales. Los accesorios se fabrican con un determinado número de período o escalón, que no establece el tiempo de retardo sino el orden en el que ocurren las detonaciones. El tiempo de duración del período se programa y almacena instantes antes de la voladura sobre una RAM o una EPROM si el explosor (tarjeta de hardware) admite preprogramación, utilizándose intervalos que van desde pocos milisegundos hasta 500 ms.

De esta manera, es posible alcanzar un mismo tiempo de diferentes formas. Por ejemplo, 500 ms pueden conseguirse con el detonador nº 20 programado a 25 ms, o con el nº 1 programado a 500 ms. Las posibilidades son tan amplias que algunas marcas ofrecen rangos de tiempos que van desde 1 ms hasta 15 s.

Los microchips proporcionan unos tiempos de retardo muy precisos, con una exactitud del orden del 0,1% del intervalo programado.

Otras características de los detonadores electrónicos son:

- No pueden explosionar sin un código de activación único.
- Reciben la energía de iniciación y el código de activación desde el aparato de programación y mando.
- Están dotados de protecciones frente a sobretensiones. Los pequeños excesos de carga se disipan internamente a través de los circuitos de seguridad, mientras que los altos voltajes (> 1000 V) se limitan por medio de un cortacorriente.
- Son insensibles a los efectos de tormentas, radio frecuencia y electricidad estática.
- La tensión de operación es pequeña (< 50 V), que es una gran ventaja considerando el riesgo de corrientes errantes.

El aparato explosor sirve, además de para energetizar los detonadores, para programar previamente los tiempos de respuesta de éstos.

En esencia está formado por un microprocesador central o CPU que gobierna el resto de elementos propios de un ordenador y cuyo modo de funcionamiento puede variarse a través de los programas de control.

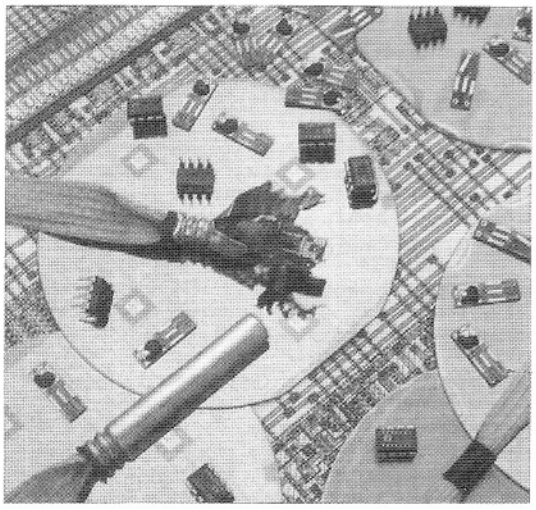


Foto 13.6. *Detonadores electrónicos y componentes (cortesía de ICI Explosives).*

El acceso al artillero está restringido mediante un código secreto de usuario (palabra clave o password), sin el cual el equipo no funciona.

Los detonadores se conectan en paralelo a un cable de uno o varios hilos, a través de los que se envía tanto la información como la energía a los detonadores.

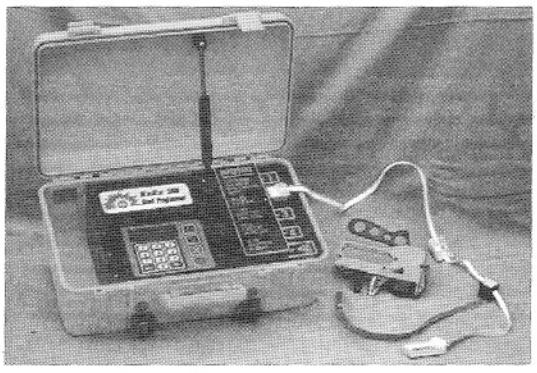


Foto 13.7. *Unidad de programación y mando (cortesía de ICI Explosives).*

El primer paso consiste en comprobar la continuidad de la línea y, a continuación, se procede a la selección del tiempo de retardo de los detonadores. Previamente, el aparato emite señales de chequeo a los detonadores. Si todo es correcto se continua; en caso contrario aparece un mensaje de error.

Después se cargan los condensadores de los detonadores y, a continuación, se da la orden de disparo. En la Fig. 13.19 se representa un diagrama de funciones simplificado.

En cualquier instante la operación puede ser interrumpida procediendo el sistema a pedir el código de entrada o password.

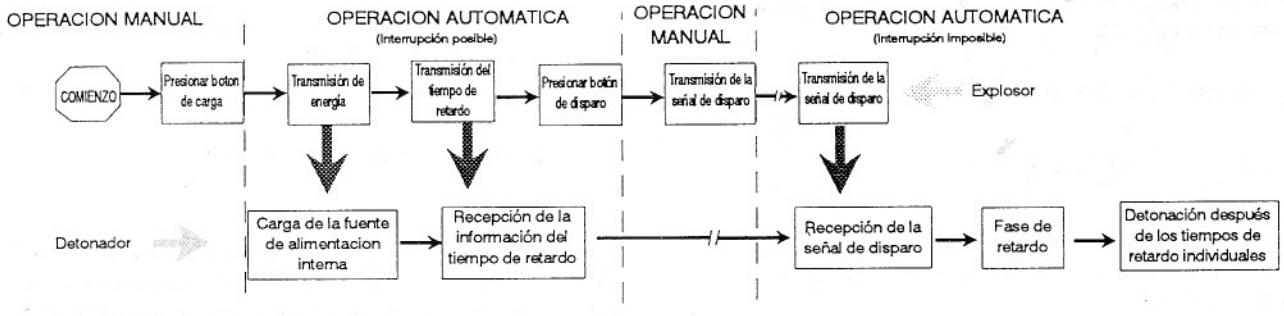


Figura 13.19. *Diagrama de bloques del funcionamiento de un detonador electrónico.*

El número de detonadores que es posible conectar al aparato explosor varía según los fabricantes, desde 250 en el caso de los detonadores ExEx de la ICI con su Expert Explosives Blasting System, hasta 500 en los accesorios y equipos desarrollados por NitroNobel.

El principal obstáculo hoy en día para el empleo de estos detonadores es el económico, pues hasta que no se llegue a una fabricación masiva los costes unitarios serán altos.

En las grandes obras y explotaciones mineras ese sobrecoste quedará compensado con el aumento del diámetro de perforación, haciendo que la repercusión de los accesorios sea cada vez menor por unidad de volumen de roca arrancada, y también por las exigencias de seguridad en los trabajos de envergadura o de mayor complejidad.

4. FUENTES DE ENERGIA

Las fuentes de energía para la iniciación de los detonadores eléctricos son: Explosores, Baterías y Red de Energía Eléctrica.

Tanto las baterías como las líneas eléctricas son fuentes de energía poco adecuadas para el disparo de voladuras y sólo en casos especiales y con una autorización expresa podrán emplearse.

4.1. Explosores convencionales

Dentro del grupo de explosores los más utilizados son los de condensador. Mediante una magneto de

manivela o una pila se carga progresivamente el condensador, cerrándose el circuito de forma automática o controlada cuando la tensión alcanzada en el mismo es la adecuada y se produce la descarga de corriente en un tiempo muy breve.

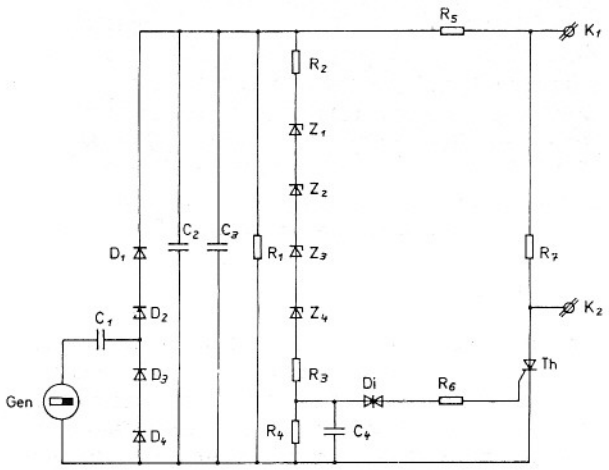


Figura 13.20. *Esquema eléctrico de explosor de condensadores.*

Para comprobar que el modelo de explosor que se posee en un trabajo determinado es el correcto, o para el dimensionamiento del mismo, conviene efectuar los siguientes cálculos:

1. *Energía Total Disponible «E_o»* en el explosor

$$E_o = \frac{1}{2} CV^2$$

siendo C la capacidad en faradios del explosor y V la tensión en voltios que alcanza el condensador en el momento del disparo.

2. *Energía Suministrada al Circuito «E_o»* durante un corto período de tiempo que normalmente es de unos 5 ms.

$$E_d = E_o (1 - e^{-0,01/R_T \times C})$$

3. *Intensidad Efectiva «I_{EF}»* que será suministrada al circuito.

$$I_{EF} = \sqrt{\frac{Ed}{0,005 \times R_T}}$$

4. *Impulso de Encendido. «S_i»*

$$S_i = \frac{Ed}{R_T} = I_{EF}^2 \times t$$

Ejemplo:

Se desea disparar una voladura de 10 barrenos con detonadores AI con una longitud de madeja de 3 m y una línea de tiro que tiene una resistencia de 5 Ω. Se dispone de un explosor con C = 200 μF y V = 1.100 V con un tiempo de descarga de 5 ms. Se quiere comprobar si ese explosor es suficiente para energetizar los detonadores de la voladura.

1.° $R_T = R_L + n \times R_D = 5 + 10 \times (0,05 + 2 \times 3 \times 0,065) = 9,4\ \Omega$

2.° $E_o = 0,5 \times 200 \times 10^{-6} \times 1.100^2 = 121$ Julios

3.° $E_d = 121 \times (1 - e^{-5,32}) = 120,4$ Julios

4.° $I_{EF} = \sqrt{\frac{120,4}{0,005 \times 9,4}} = 50,61$ A

5.° $S_i = 50,62^2 \times 5 = 12.809,3$ mW.s/Ω

luego «S_i» es mayor que 1.100 – 2.500 mW.s/Ω que es la sensibilidad eléctrica de los detonadores AI. El Factor de Seguridad sería:

$$FS = \frac{12.809,3}{2.500} = 5,12$$

4.2. Iniciación por corriente alterna

La energetización de las voladuras utilizando corriente alterna de una línea industrial o procedente de un grupo generador no es aconsejable, pues como los valores de la tensión varían con el tiempo con un duración del ciclo de 20 ms, nunca se sabe con qué intensidad se energetiza la voladura, pudiendo en consecuencia dar lugar a fallos.

Este método sólo suele emplearse en trabajos subterráneos.

4.3. Explosores secuenciales

En operaciones donde el diámetro de perforación obliga a subdividir la columna de explosivo para reducir las cargas operantes, se utilizan detonadores eléctricos de distinto número dentro de cada barreno.

También cuando las voladuras se disparan con un conjunto grande de barrenos la serie normal de detonadores eléctricos puede llegar a suponer una limita-

ción técnica. Para obviar este problema se han desarrollado, desde hace relativamente poco tiempo, los explosores secuenciales. Básicamente, están constituidos por un sistema de descarga por condensadores y un equipo electrónico con temporizador para energetizar varios circuitos en intervalos de tiempo distintos. El número de circuitos más común es de 10 y cada uno de ellos puede programarse en los modelos más completos con incrementos de 1 ms entre 5 y 999 ms.

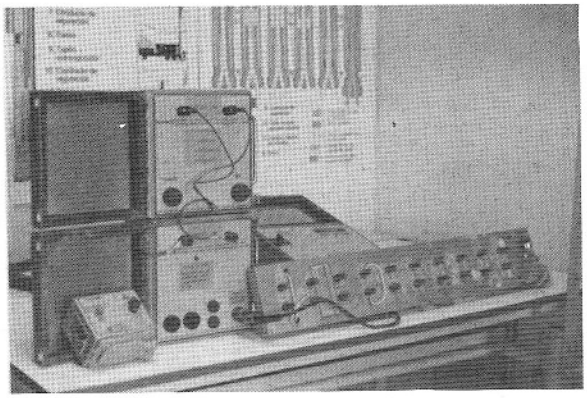


Foto 13.8. *Explosor secuencial.*

El equipo está constituido por los siguientes elementos: unidad explosora, cable maestro con diez circuitos independientes, comprobador de explosor y comprobador de circuitos.

El cable maestro de longitud variable está formado por un alma de 12 hilos y 10 pares terminales a los que se conectan los extremos de los circuitos de la pega.

El comprobador de explosor mide el porcentaje de energía que el explosor es capaz de suministrar en la descarga, y con el comprobador de circuitos se verifica si la resistencia de los diferentes circuitos es admisible según la capacidad del explosor.

En la Fig. 13.21 se representa una voladura múltiple donde con una serie de detonadores de 12 números se consiguen 72 instantes de salida diferentes con 6 circuitos.

Algunos modelos permiten el control remoto, el acoplamiento a equipos satélites, etc., lo cual es muy útil sobre todo en trabajos subterráneos.

5. OTROS ACCESORIOS

5.1. Conectadores

Los conectadores pueden ser de dos tipos, según se utilicen para conexiones de detonadores eléctri-

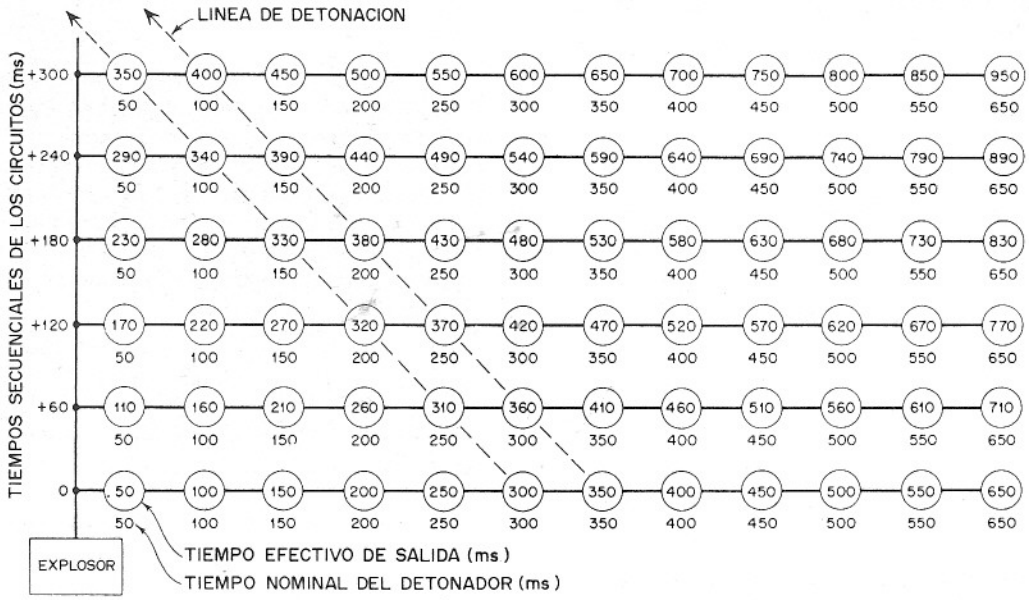


Figura 13.21. *Voladura múltiple disparada con explosor secuencial.*

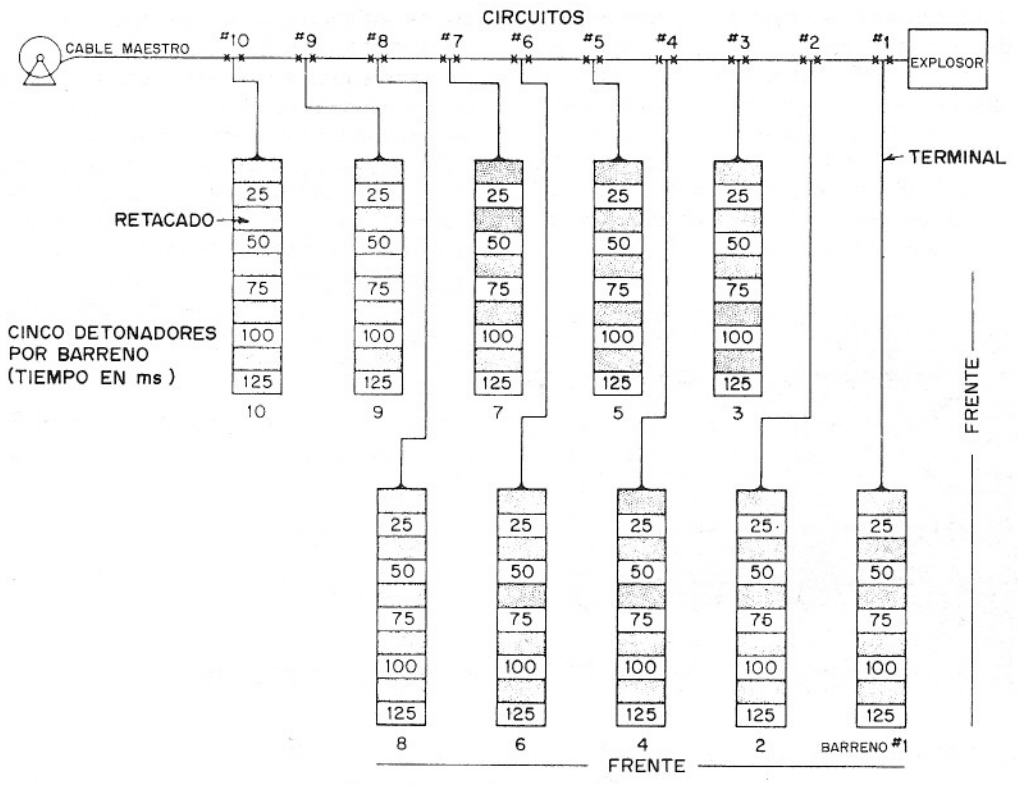


Figura 13.22. *Voladura múltiple con cargas secuenciadas dentro de los barrenos.*

cos o de cordón detonante. Los primeros están formados por un pequeño tubito cerrado por un lado en el que se introducen los extremos unidos de los hilos. Una vez hecho esto, se dobla para garantizar su retención constituyendo así un elemento eficaz de aislamiento. Fig. 13.23.

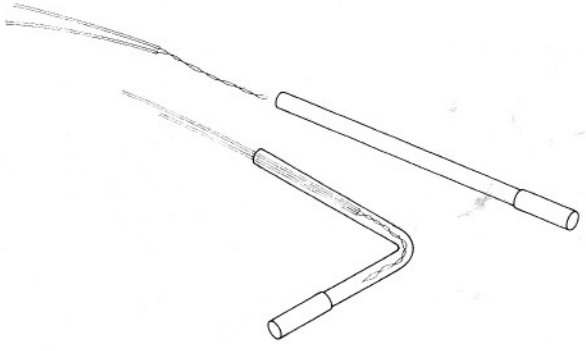


Figura 13.23. *Conectador de detonadores eléctricos.*

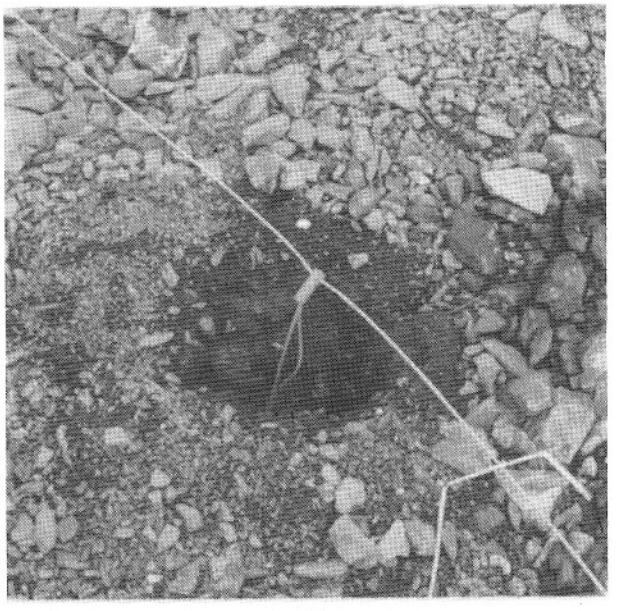


Foto 13.9. *Conectador de cordón detonante.*

Los conectadores para el cordón detonante son pequeños tubos de plástico que disponen de una hendidura en V en uno de los extremos que termina en un taladro dispuesto diametralmente. Permiten la conexión rápida y segura de las líneas de cordón detonante de igual o diferente gramaje. Foto 13.9.

Otro tipo de conectador es el que sirve para poner en contacto los detonadores eléctricos con el cordón detonante, Fig. 13.24. Consisten en pequeños tubos de plástico con sección irregular, alojándose el cordón detonante en la parte más estrecha y, posteriormente,

la cápsula del detonador en la más ancha ejerciendo una ligera presión.

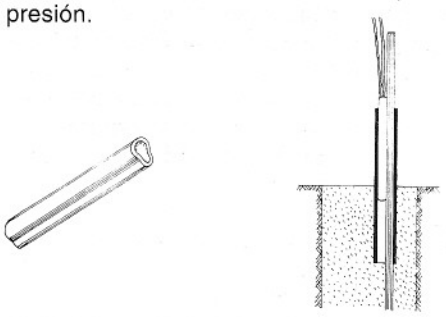


Figura 13.24. *Conectador entre detonador eléctrico y cordón detonante.*

5.2. Tubos omega y enchufables

Para espaciar la carga a lo largo de los barrenos en las voladuras de contorno se utilizan tubos de plástico abiertos longitudinalmente en los que se introduce un cordón detonante y cartuchos separados entre sí a la distancia prevista. Fig. 13.25.

En las voladuras de contorno el explosivo puede estar preparado en cartuchos especiales en cuyos extremos disponen de unos elementos de unión que permiten preparar con rapidez y seguridad las columnas de longitud deseada.

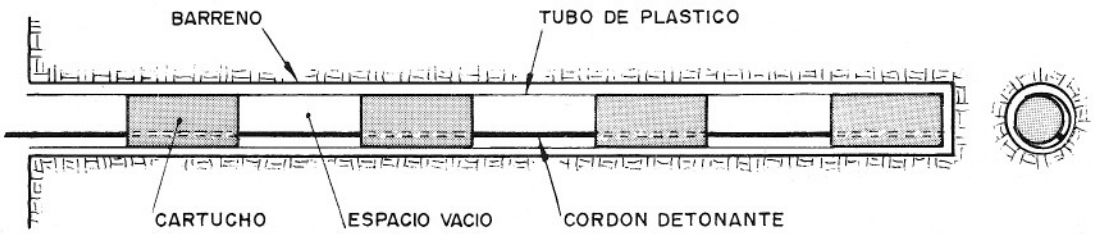


Figura 13.25. *Tubo omega.*

5.3. Elementos centralizadores y de retención

En las voladuras de contorno de pequeño diámetro, donde las cargas están desacopladas, se utilizan piezas de plástico en forma de margarita que insertadas en los tubos o cartuchos rígidos sirven para centrar éstos dentro de los barrenos, dejando un anillo coaxial de aire que actúa como amortiguador. Fig. 13.26.

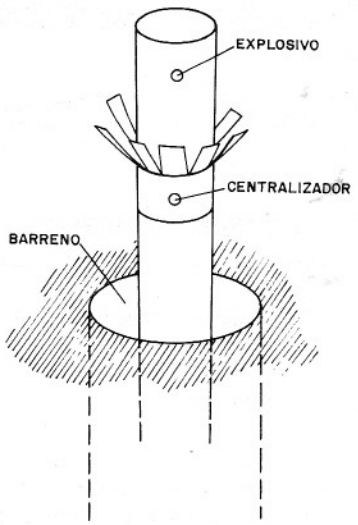


Figura 13.26. *Elemento centralizador de cargas de explosivo.*

En barrenos ascendentes de excavaciones subterráneas, para conseguir la sujeción en los cartuchos se utilizan piezas semejantes a la anterior fabricadas en un plástico semirrígido. Fig. 13.27.

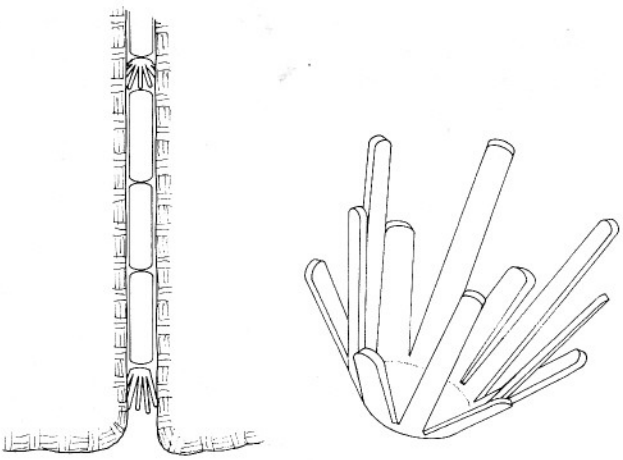


Figura 13.27. *Pieza de retención de cartuchos.*

5.4. Tapones para el retacado de barrenos

Resultados de los estudios de más de diez años de la Universidad de Missouri-Rolla son los tapones de barrenos llamados "StemTite Blast Control Plugs".

Se fabrican con poliestireno moldeado por inyección, para diámetros de barrenos entre 76 y 165 mm con tamaños cada 12 mm.

El efecto de retención de los gases producidos tras la detonación de los explosivos se traduce en un menor consumo de éstos, pudiéndose cerrar los esquemas de perforación, o alcanzar una mejor fragmentación de la roca.

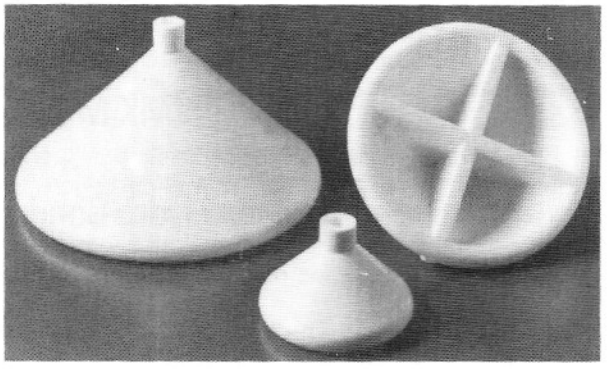


Foto 13.10. *Tapones especiales para el retacado de barrenos.*

5.5. Tapones de señalización de barrenos

Para el replanteo de las voladuras a cielo abierto y para evitar la caída de piedras u otros objetos en los barrenos perforados se emplean tapones troncocónicos de plástico o de madera. Fig. 13.28.

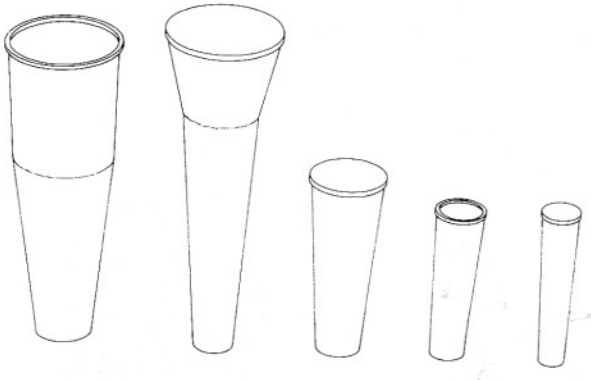


Figura 13.28. *Tapones troncocónicos.*

El color de los tapones, que debe contrastar con el de la roca, puede ser el mismo en toda la voladura o combinación de varios para visualizar la pega, no sólo en su geometría sino incluso en la secuencia de disparo prevista.

5.6. Embudos

Cuando el explosivo que se emplea es a granel y se vierte en los barrenos directamente desde los sacos, es conveniente disponer de un embudo para agilizar la carga y evitar las pérdidas de explosivo y la mezcla de éste con el polvo de perforación. Estos elementos se construyen de chapa metálica con una anilla exterior a la cual se fija el cordón detonante con el fin de evitar su arrastre al interior de los barrenos.

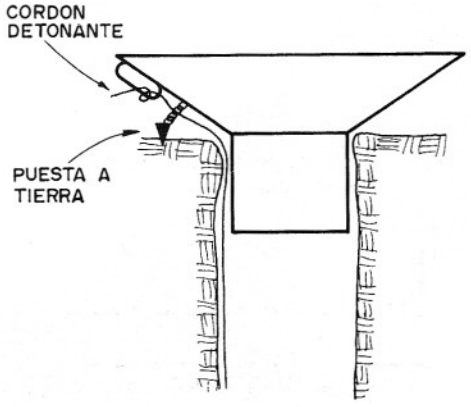


Figura 13.29. *Embudo para la carga de explosivos a granel.*

5.7. Atacadores

Para efectuar el retacado, comprobar la profundidad de los barrenos y ayudar a la carga de los mismos, se utilizan atacadores de madera o de otros materiales adecuados que no produzcan chispas o cargas eléctricas. El diseño suele ser cilíndrico con superficie lisa y longitudes variables, terminando con una pieza troncocónica o cilíndrica de mayor diámetro. En ocasiones están constituidos por tramos enchufables y flexibles que permiten disponer de la longitud deseada.

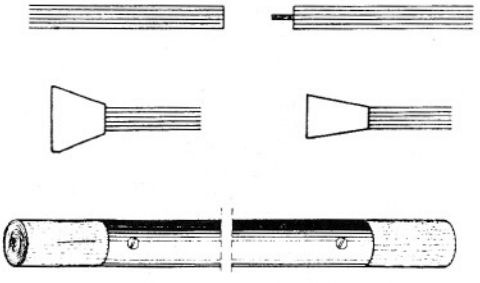


Figura 13.30. *Atacadores.*

5.8. Equipos de retacado

En las grandes explotaciones, donde el número y diámetro de los barrenos es tan elevado que el retacado manual llega a ser lento y costoso, se están utilizando desde hace varios años equipos mecánicos como el de la Fig. 13.31. Básicamente, la máquina consiste en un pequeño vehículo automotriz

semejante a una pala de ruedas a la que se ha equipado de un sistema bivalva o de empujadores accionados por cilindros hidráulicos.

Figura 13.31. *Equipo mecánico de retacado para grandes barrenos.*

El tiempo invertido en el retacado de cada barreno es de unos 30 segundos y actualmente en el mercado están disponibles modelos para barrenos con diámetros entre 160 mm y 380 mm.

5.9. Instrumentos de medida de la dimensión de la piedra

Los errores de medida varían en el rango de ± 5%. Si las desviaciones no son admisibles se puede volver a reperforar el barreno o a modificar el esquema de carga de la voladura.

En la perforación de macizos rocosos, con fuertes cambios litológicos y grandes alturas de banco, las desviaciones pueden ser acusadas y llegar a constituir un peligro potencial de proyecciones y onda aérea, así como afectar a los resultados de las voladuras.

Actualmente, existen en el mercado instrumentos de medida de la dimensión de la piedra que consisten en una sonda que se introduce en los barrenos y un aparato de radiodetección que maneja un operador desde el pie del banco. Fig. 13.32.

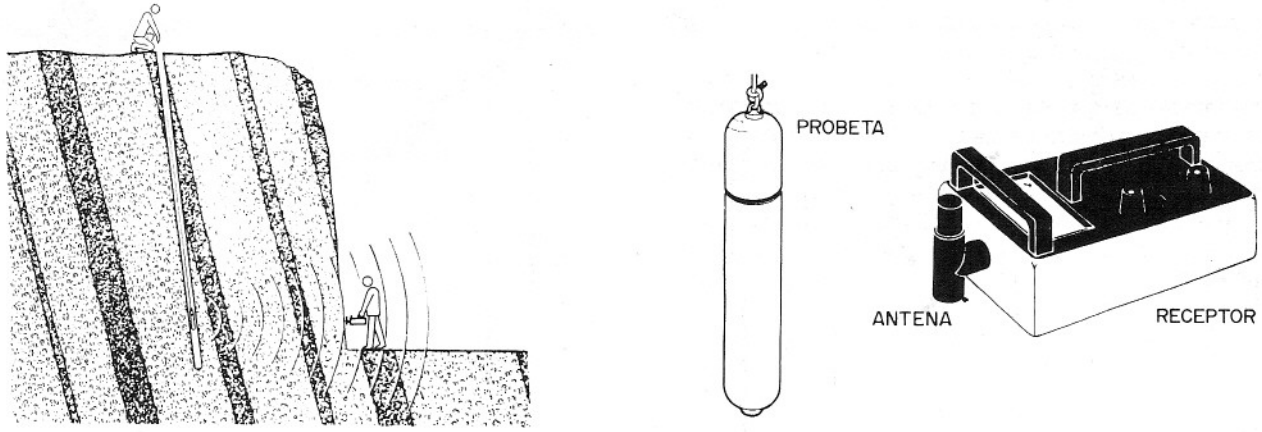


Figura 13.32. *Equipo de medida de la piedra.*

5.10. Sistema de predicción de tormentas

El sistema de predicción de tormentas está constituido por dos componentes principales: la unidad sensora y la unidad central.

La unidad sensora está compuesta por un dispositivo que mide la intensidad del campo electrostático y por una antena de dos piezas para registrar las señales del impulso de los relámpagos y el ruido atmosférico que se genera en las nubes tormentosas durante su desarrollo. El tubo de la antena actúa como soporte de dispositivo de campo y está sujeto a una base plegable.

La unidad sensora se sitúa en el exterior, en un espacio abierto.

La unidad central consiste en un armario de aluminio reforzado con paneles de control y señales, equipo electrónico para evaluar las señales que llegan y circuitos de suministro de energía con un acumulador adicional en "stand-by". Además, la unidad central incluye el equipo electrónico para controlar las unidades externas de alarma y registro.

Las señales que llegan de la unidad sensora son transmitidas a través de un cable protegido, a la unidad central, que deberá estar preferentemente situada en el interior o bajo un cobertizo protector si está al aire libre.

Todos los componentes que están expuestos a la corrosión se fabrican en acero inoxidable o algún otro material no corrosivo.

El sistema se puede equipar con unidades de alarma externa que proporcionan la posibilidad de distribuir señales de alerta rojas y amarillas por todo el lugar de trabajo. Las unidades también avisan si el sistema deja de funcionar por un fallo en el suministro de energía.

Con el objeto de poder avisar de forma eficiente de la presencia de tormentas y alta intensidad en el campo, se deben tomar en consideración los tres tipos de tormentas diferentes que se exponen a continuación:

1. Tormentas que están completamente desarrolladas

cuando llegan a la zona de alerta.

2. Tormentas que comienzan a desarrollarse dentro de la zona de alerta. La primera descarga eléctrica puede ocurrir en este caso dentro de la zona que nos concierne.
3. Precipitación en forma de lluvia o nieve con carga electrostática. Este tipo de precipitación puede causar relámpagos pequeños.

El tipo 1 se registra a través del dispositivo de campo y la antena de onda de radio que capta la radiación de los relámpagos a una distancia aproximada de 15 km.

Los tipos 2 y 3 son registrados por el dispositivo de campo que capta correctamente la intensidad eléctrica del campo en el aire.

Todo tipo de tormenta se puede comprobar por medio del registro del "ruido" que siempre se produce en nubes tormentosas desarrolladas.

Este sistema proporciona alarmas en dos fases:

1. Alerta amarilla.
2. Alerta roja.

Una alerta amarilla indica que las condiciones eléctricas en la atmósfera son anormales. Esto puede ser un fenómeno pasajero, pero si hay una tormenta aproximándose la fase siguiente puede ser de alerta roja.

La alerta roja indica que la actividad eléctrica en la atmósfera no es temporal y, por lo tanto, hay un riesgo considerable de que se produzca un relámpago en la zona de alarma dentro de los próximos diez minutos.

Debido a que el sistema puede ser preparado para sensibilidades diferentes, niveles de alerta amarillo y roja, puede ser usado en áreas distintas que sean sensibles al trueno u otra forma de actividad eléctrica en la atmósfera.

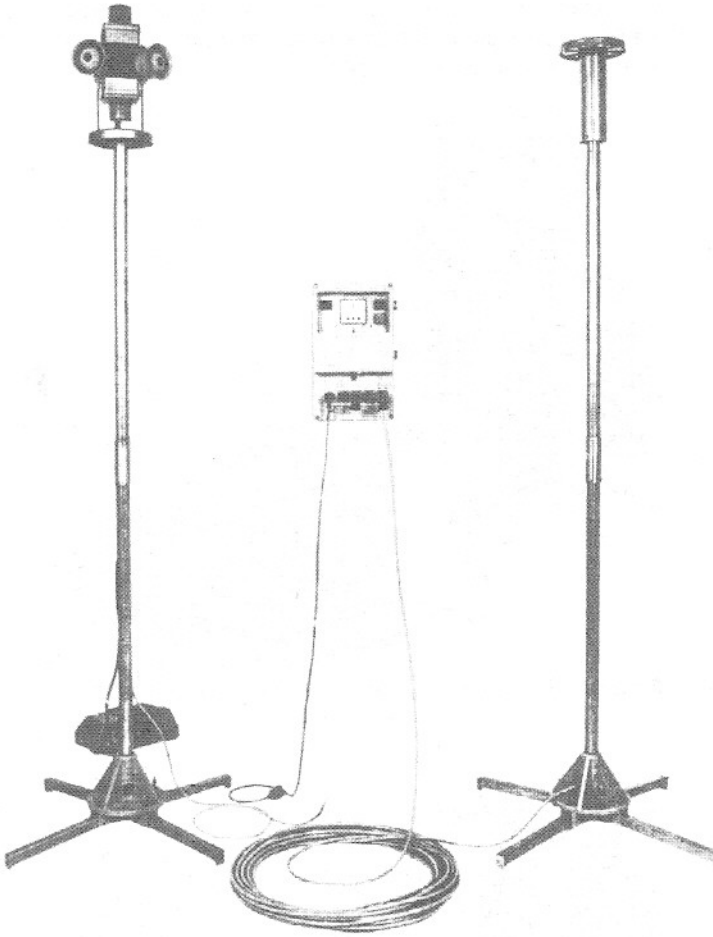


Foto 13.11. *Equipo de predicción de tormentas.*

BIBLIOGRAFIA

— ARNOLD CO.: »Información Técnica».
— ATLAS POWDER CO.: «Información Técnica» «Handbook of Electric Blasting». 1976.
— AUSTIN POWDER: «Información Técnica».
— BURGER, J. R.: «Nonelectric Blast Initiation». E/MJ. April 1982.
— CHIRONIS, N. P.: «New Blasting Machine Permits Custom Programmed Blast Patterns». Coal Age. March 1974.
— DICK, R. A., et al.: «Explosives and Blasting Procedures Manual». USBM, 1983.
— DU PONT: «Información Técnica».
— ENSIGN BICKFORD CO.: «Información Técnica».
— GARCIA MILLA, J.: «Optimización de Voladuras en Tajo Abierto Empleado Deckmasters y Retardos Silenciosos de Superficie Nonel Primadet». Atltas Powder Int.
— HERCULES INC.: «Información Técnica».
— ICI EXPLOSIVES: «Electronic Delay Detonator». Downline. No. 7. July. 1988.
— ICI EXPLOSIVES: «The Expert Explosives. Electronic Delay Detonator». Downline. 1993.
— JENSEN, E. B., et al.: «Nonelectric Explosives Detonation at the Henderson Mine». Mining Engineering. November 1983.
— LARSSON, B. et al.: «Super Accurate Detonators - A. Rockblaster's Dream». Nitro Nobel. 1988.
— MOHANTY, B. et al.: «Full-Face Blast. Rounds in Shaft Sinking with Electronic Delay Detonators-A critical Appraisal». S.E.E. 1990.
— MORREY, W. B.: «The Magnadet Electric Initiation System». CIM. Bulletin. November 1982.
— NITRO NOVEL: «Nonel GT. Manuel de Empleo».
— NORABEL AB.: «Información Técnica».
— RADIO DETECTION CO.: «GPR 110 Technical Information».
— RESEARCH ENERGY OF OHIO INC.: «Sequential Blasting Control Systems and Accesories». 1984.
— RIOS, J.: «Nuevas Tendencias en la Utilización de los Explosivos». Canteras y Explotaciones. Abril 1982.
— RUKAVINA, M.: «Microchip Blast Cap is Coming». Rock Products. August. 1990.
— UNION ESPAÑOLA DE EXPLOSIVOS: «Detonadores Eléctricos y Equipos Accesorios». «Explosivos y Accesorios».

Capítulo 14

SISTEMAS DE INICIACION Y CEBADO

1. INTRODUCCION

La aplicación masiva de los agentes explosivos, como el ANFO, los hidrogeles y las emulsiones al arranque de rocas, ha exigido un fuerte desarrollo de las técnicas de iniciación y cebado, debido, por un lado, a la insensibilidad relativa de dichas sustancias y, por otro, para obtener el máximo rendimiento de la energía desarrollada por los explosivos.

El proceso de detonación precisa de una energía de iniciación para que se desarrolle y mantenga en condiciones estables.

Los términos más corrientes que se encuentran en la documentación sajona sobre iniciadores son:

— **Primer:** Carga de explosivo potente y sensible utilizada para iniciar la columna principal alojada en el barreno. Son explosivos sensibles al detonador y al cordón detonante, incluso al de bajo gramaje.

— **Booster:** Es una carga de explosivo potente que no contiene ningún accesorio de iniciación y que tiene dos funciones:

1. Completar el trabajo de iniciación del «primer» en la columna de explosivo, y
2. Crear zonas de alta liberación de energía a lo largo de dicha columna.

Sobre las técnicas de iniciación se han desarrollado a partir de los años 70 diversas teorías, algunas contradictorias, que han creado cierto confusionismo entre los operadores. En los apartados siguientes se actualiza el estado de conocimiento y se dan una serie de recomendaciones prácticas para lograr el máximo aprovechamiento de los explosivos.

2. INICIACION DEL ANFO A GRANEL

Cuando los barrenos tienen una longitud inferior a los 10 m y se mantienen secos, la iniciación del ANFO se puede llevar a cabo con seguridad mediante un solo iniciador.

Si la altura del banco es grande y los barrenos atraviesan zonas con diferentes características litológicas y grados de fracturación de la roca, se presenta no sólo una posibilidad de aporte de agua, sino incluso que durante la carga del barreno se produzcan discontinuidades en la columna de explosivo. En estos casos, es aconsejable un cebado múltiple de la columna disponiendo un iniciador cada 4 ó 5 m, ya que con este pequeño sobrecoste se elimina el riesgo de fallos en algunos barrenos de la voladura.

2.1. Iniciación con cargas puntuales

En el cebado del ANFO, el rendimiento de un iniciador está definido por su presión de detonación, sus dimensiones y su forma.

Cuanto mayor es la presión de detonación «PD», mayor será su disponibilidad para la iniciación. El efecto de la «PD» sobre la velocidad de detonación «VD» del ANFO se ilustra en la Fig. 14.1.

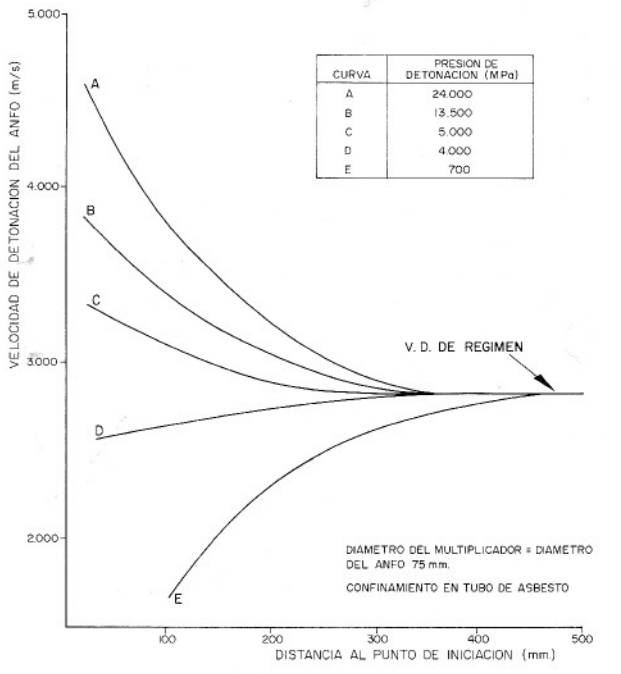


Figura 14.1. *Efecto de la presión de detonación del iniciador sobre la velocidad inicial del ANFO (Junk, 1972).*

Como puede observarse con una presión de detonación inferior a un cierto valor se produce una caída parcial de la «VD», sucediendo lo contrario cuando se tiene una «PD» superior al citado valor.

De la misma manera se ha estudiado el efecto del diámetro del iniciador. Fig. 14.2.

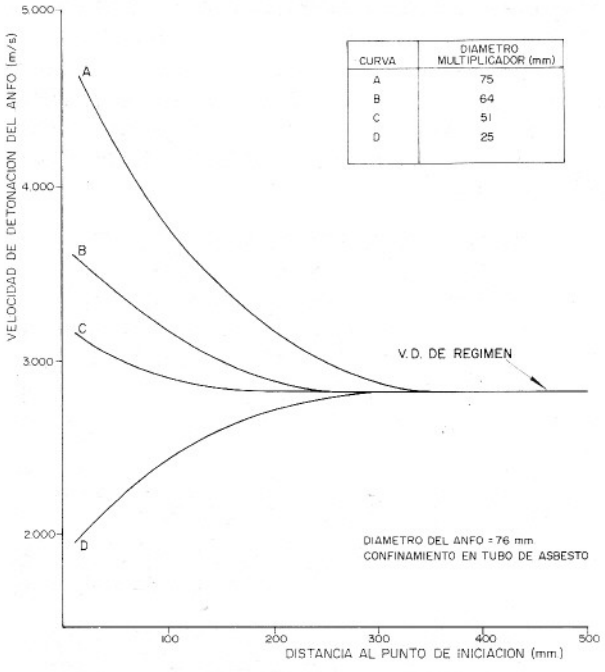


Figura 14.2. *Efecto del diámetro del iniciador sobre la velocidad inicial del ANFO (Junk, 1972).*

Así pues, las condiciones que debe cumplir un iniciador para eliminar las zonas de baja «VD» del ANFO son: presión de detonación lo más elevada posible y diámetro superior a 2/3 del calibre de la carga aproximadamente.

La longitud del iniciador también tiene su importancia, ya que éste a su vez es iniciado por un detonador o cordón detonante y presentan un determinado tramo de elevación de la velocidad de detonación. Por ejemplo, un hidrogel para alcanzar la velocidad de detonación de régimen suele tener una distancia característica de 3 a 6 veces el diámetro de la carga.

En la Tabla 14.1 se indican las dimensiones mínimas de iniciadores «booster» de pentolita para diferentes diámetros de barrenos.

Tabla 14.1

DIAMETRO DEL BARRENO (mm)	TAMAÑO DEL INICIADOR DE PENTOLITA (Masa x diámetro x longitud)
- 50	30 g x 23 mm x 52 mm
50 - 115	60 g x 28 mm x 70 mm
115 - 160	150 g x 40 mm x 79 mm
160 - 320	400 g x 80 mm x 59 mm

En cuanto a la forma de los iniciadores, las últimas investigaciones han puesto de manifiesto que tiene un efecto significativo sobre su rendimiento, por lo que constituye un campo de estudio abierto.

Aunque existe la creencia general de que la energía producida por el ANFO aumenta con la «VD» transitoria de la carga, esta concepción es errónea porque la energía total producida por un explosivo es constante e independiente de dicha velocidad. Un aumento de la «VD» provoca un incremento de la energía de tensión «ET» y por consiguiente una disminución de la energía de los gases «EB», pero, la suma de ambas permanece constante.

La relación «ET/EB» es menor en zonas de caída de «VD» y mayor cuando el iniciador produce una sobreelevación de la «VD».

El aumento de la «ET» sólo es beneficiosa en la fragmentación cuando se vuelan rocas duras, frágiles y masivas. En formaciones sedimentarias o rocas muy tectonizadas se debe intentar aumentar «EB» para aprovechar el efecto de las fracturas y planos de debilidad y conseguir un desplazamiento adecuado de las rocas.

Por último, se ha visto que la «VD» de régimen del ANFO es independiente del tipo, peso y forma de los iniciadores (Junk 1972).

2.2. Clases de iniciadores

En la actualidad, los iniciadores más utilizados son los multiplicadores fabricados de pentolita, pues presentan numerosas ventajas entre las que destacan:

- Insensibilidad a los impactos y fricciones.
- Alta resistencia mecánica y por lo tanto estabilidad dimensional.
- Poseen uno o dos orificios por donde el cordón detonante puede pasar y quedar retenido o insertar un detonador. Fig. 14.3.
- Son pequeños, compactos, fáciles de manejar y no producen efectos fisiológicos adversos.
- No se alteran con el tiempo.

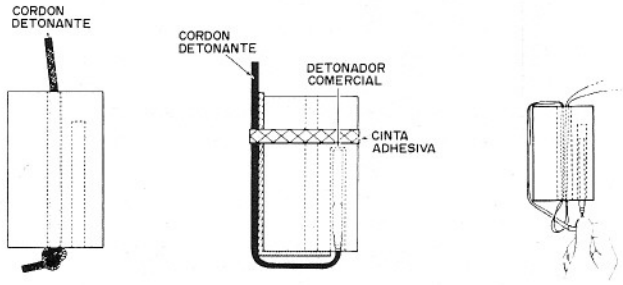


Figura 14.3. *Multiplicadores convencionales.*

Los hidrogeles y emulsiones que son sensibles al detonador o al cordón detonante pueden emplearse como iniciadores primarios o cartuchos cebo, con la

ventaja de que ocupan así toda la sección del barreno y resultan muy eficientes. Cuando estos explosivos precisan para su iniciación de un multiplicador sólo pueden usarse como «boosters» (iniciadores secundarios) a no ser que se utilicen accesorios especiales como el Detaprime de Du Pont. Fig. 14.4.

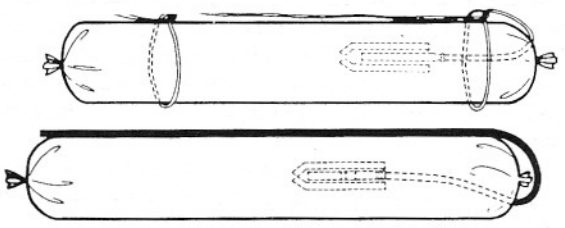


Figura 14.4. *Cartuchos-cebo con multiplicador Detaprime (Du Pont).*

2.3. Iniciación por cordón detonante

Cuando un cordón atraviesa una carga de ANFO y tiene un gramaje insuficiente para iniciarla, la detonación de dicho cordón crea un frente de presión que se expande de forma cilíndrica y una chimenea de gas dentro del ANFO. Si el área de la sección transversal del barreno es pequeña la presión lateral puede comprimir el explosivo y desensibilizarlo.

Según Hagan, en barrenos de 75 a 125 mm un cordón detonante de 10 g/m en una posición próxima al eje de éstos desensibiliza, al menos parcialmente, las cargas de ANFO. Si el cordón se encuentra a lo largo de la caña del barreno, el riesgo de desensibilización rara vez se presenta con un ANFO bien mezclado, pero es posible en barrenos con agua donde el explosivo se encuentre alterado.

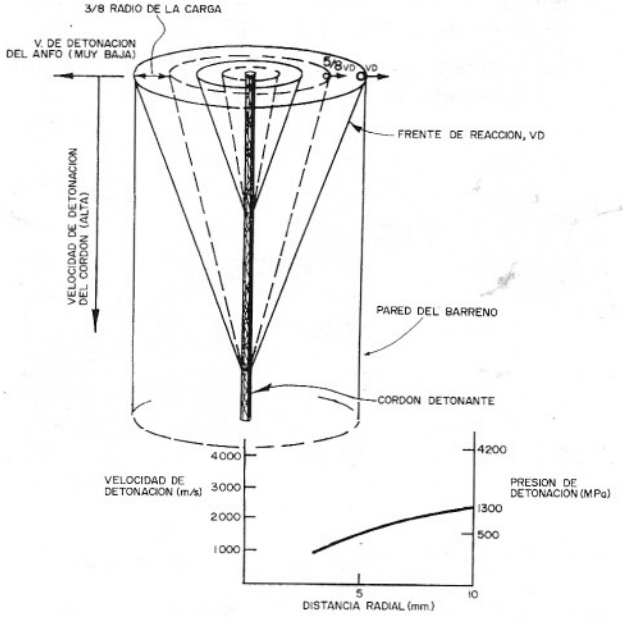


Figura 14.5. *Efecto de la detonación de un cordón situado en el eje de un barreno sobre la velocidad de detonación del ANFO.*

Si el cordón detonante produce la iniciación lateral del ANFO la «VD» comienza siendo más baja y aumenta lentamente mientras que el frente de la onda de detonación atraviesa la sección de la columna de explosivo. Con la iniciación axial se produce entonces un aumento de la energía de los gases «EB», a expensas de la energía de tensión «ET», lo cual puede ser muy ventajoso en rocas blandas e intensamente fracturadas y cuando se desea efectuar una voladura con trayectoria controlada y máximo desplazamiento.

Por otro lado, en la Fig. 14.6, se muestran las pérdidas de energía para el ANFO, cuando éste sufre daños por el cordón detonante, debido a la precompresión que provoca la combustión o deflagración de parte de la carga de explosivo.

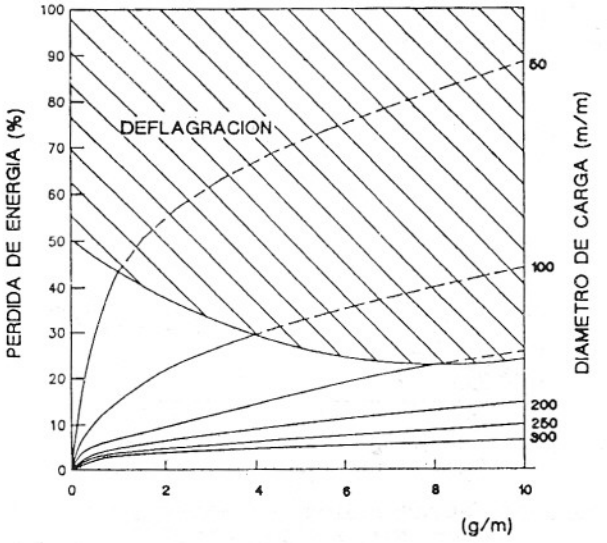


Figura 14.6. *Pérdidas de energía provocadas en columnas de ANFO por el cordón detonante (Konya y Walter, 1990)*

2.4. Iniciación con multiplicador y cordón detonante

Cuando el cordón detonante no llega a iniciar bien la carga de ANFO pueden aparecer las siguientes situaciones:

— En barrenos con diámetros superiores a 200 mm y cordones con gramaje inferior a 10 g/m, la detonación del cordón tiene un efecto insignificante y el ANFO se ve afectado solamente por el multiplicador.

— Cuando se dispone de un cordón de 10 g/m en el eje de un barreno de 75 a 125 mm, la detonación del cordón, como ya se ha indicado, comprime y desensibiliza al ANFO e impide su detonación en puntos alejados del multiplicador. Cuando esto sucede, la fracción de ANFO que detona disminuye al mismo tiempo que la onda de choque se propaga a través de la carga. En la práctica, sobre todo en barrenos inclinados, como el cordón detonante se apoya a lo largo de una generatriz, esta situación no se produce.

Si el cordón inicia lateralmente las cargas de explosivo, los multiplicadores tienen una influencia muy pequeña sobre la efectividad de la detonación del ANFO, a menos que estén situados muy próximos entre sí.

3. INICIACION DEL ANFO ENCARTUCHADO

Si la envoltura de una carga de ANFO ha resultado dañada y su contenido alterado por el agua, la propagación de la detonación puede llegar a interrumpirse a menos que se coloquen diversos multiplicadores en la columna formada por cartuchos de explosivo, Fig. 14.7, existiendo siempre la garantía de que cada una de éstas èstá en contacto con un multiplicador.

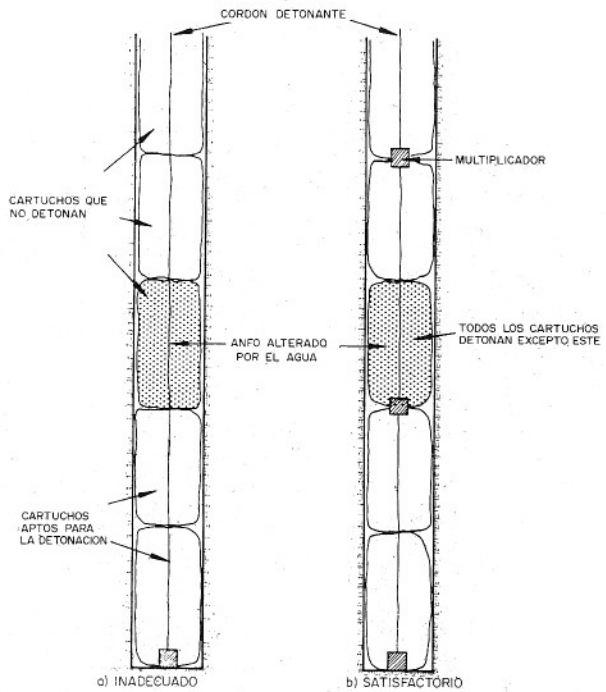


Figura 14.7. *Colocación de multiplicadores en columna de explosivo formada por cartuchos de ANFO.*

En barrenos con un diámetro de 150 mm, se recomiendan multiplicadores de 125 g de peso y en los barrenos más grandes de 500 g.

Cuando el ANFO se ha encartuchado en fábrica a presión, las densidades alcanzadas (1,1 g/cm^3) son mayores que las que tiene el explosivo a granel (0,8 g/cm^3), por ello, aunque exista agua en los barrenos es más fácil que los cartuchos estén en contacto con los multiplicadores y además, las envolturas suelen ser más resistentes al agua y a la abrasión, por lo que el número de iniciadores que se precisa es menor que en los casos anteriores.

4. INICIACION DE HIDROGELES VERTIBLES O BOMBEABLES

En general, los hidrogeles y las emulsiones explosivas son menos sensibles que el ANFO a la iniciación. Estos agentes explosivos tienden a ser más fácilmente comprimibles y pueden ser desensibilizados por la detonación del cordón dentro de la columna de explosivo. La menor porosidad y la presencia de una fase líquida reducen la atenuación de la onda de choque producida por el cordón y prolongan la acción de los gases a alta presión después del paso de la onda de choque.

Para minimizar el riesgo de los fallos originados por el cordón detonante, en barrenos de gran calibre (150 - 381 mm) se emplea un sistema de cebado múltiple, Fig. 14.8. El número de multiplicadores equidistantes «n_m» dentro de un barreno de diámetro «D» con una longitud de columna «l» se determina, de acuerdo con Hagan, con la siguiente expresión:

$$n_m = \frac{l}{30\ D} + 0{,}73$$

En un banco de 20 m de altura con un diámetro de 229 mm, un retacado de 5,70 m y una sobreperforación de 1,80 m, el número de multiplicadores necesario será:

$$n_m = \frac{20 - 5{,}70 + 1{,}80}{30 \cdot 0{,}229} + 0{,}73 = 3{,}07 \cong 3$$

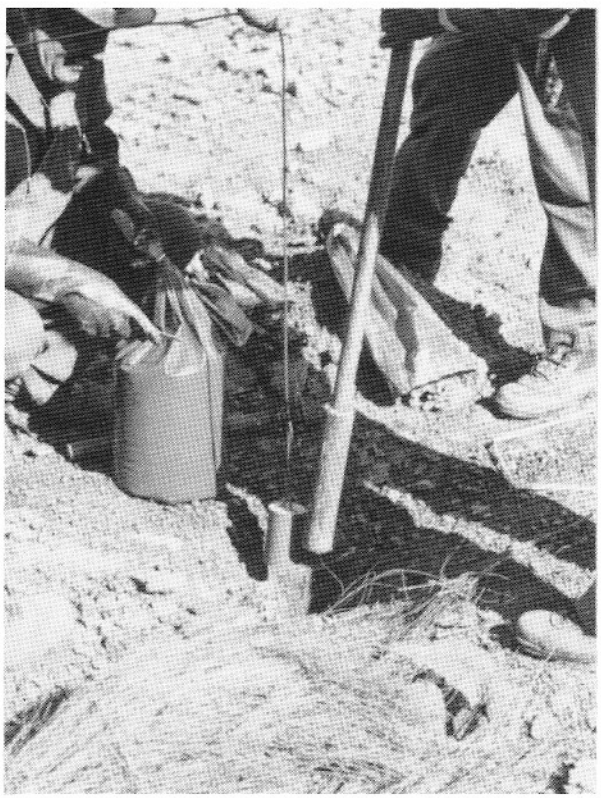


Foto 14.1. *Colocación de un multiplicador para iniciar una columna de hidrogel vertible.*

Para asegurar que la posición de los multiplicadores sea la correcta se colocará un peso en el extremo del cordón detonante para tensar la línea, y se situarán los primeros multiplicadores a la profundidad calculada.

Cuando la densidad de los multiplicadores no es muy superior a la de los agentes explosivos utilizados o a la del propio lodo que puede existir en el barreno, puede presentarse el riesgo de una posición inadecuada de los iniciadores como consecuencia de su flotación o de haber sido empujados hacia arriba. En tales casos se aconseja preparar la línea de cordón para el cebado múltiple en el exterior, enhebrando dos veces cada uno de los multiplicadores. Fig. 14.8.

En algunos lugares los accesorios se descienden con unas grapas en forma de pinzas que impiden el deslizamiento de los mismos hacia la superficie.

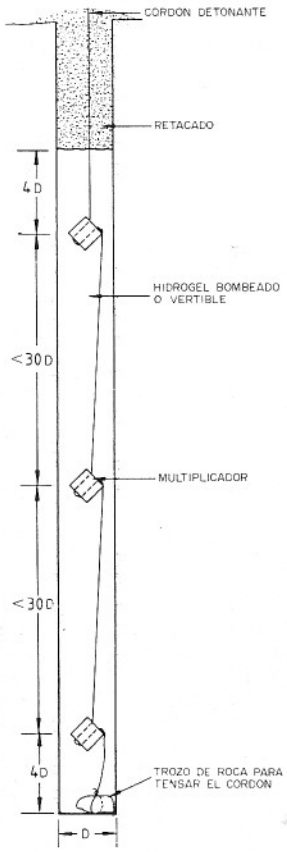


Figura 14.8. *Iniciación de hidrogeles o emulsiones vertibles o bombeables.*

5. INICIACION DE CARTUCHOS DE HIDROGELES Y EMULSIONES

Los hidrogeles y las emulsiones poseen una alta resistencia al agua, por lo que los multiplicadores podrían espaciarse ampliamente dentro de la carga si no fuera por el problema potencial de la desensibilización. El sistema de iniciación recomendado es el múltiple, tal y como se ilustra en la Fig. 14.9. En barrenos de diámetros inferiores a 150 mm los pesos de los multiplicadores recomendados son de 125 g, mientras que en diámetros superiores se aumenta hasta 500 g.

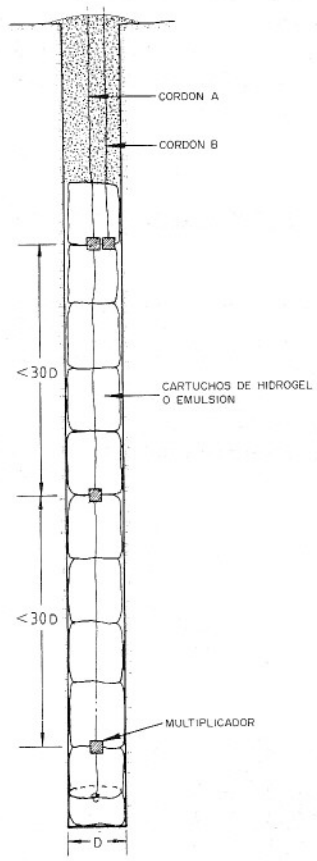


Figura 14.9. Iniciación de hidrogeles o emulsiones encartuchadas.

Al igual que con los hidrogeles y emulsiones vertibles si se utilizan dos líneas de cordón dentro del barreno, una de ellas sólo debe llegar hasta la cabeza de la columna para evitar el riesgo de desensibilización.

6. LOCALIZACION DE LOS INICIADORES

6.1. Cebado en fondo

El cebado en fondo produce una mejor utilización de la energía del explosivo, resultando un incremento de la fragmentación y desplazamiento de la roca con una disminución de las proyecciones.

Esto es debido a que la detonación progresa hacia el retacado, mientras que los gases de explosión son confinados enteramente dentro del macizo rocoso, hasta que el material de retacado es expulsado y permite su escape. Este tiempo de confinamiento es frecuentemente de 3 a 4 ms, según la velocidad de detonación y longitud de la columna. La caída de presión subsiguiente por escape en el nivel de pie del banco tiene lugar mucho más tarde, Fig. 14.10, consiguiéndose con ello una mejor fragmentación y esponjamiento, así como un menor nivel de vibraciones, pues la onda de choque se propaga hacia la parte superior del banco.

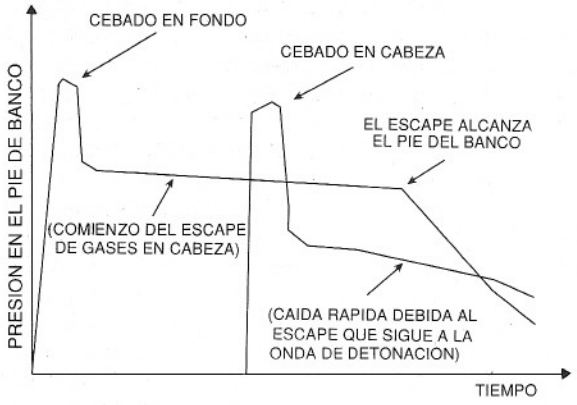


Figura 14.10 *Efecto de la posición del iniciador sobre el perfil de Presión-Tiempo en el barreno*

En voladuras en banco como la rotura al nivel del piso es extremadamente importante, la iniciación debe ser tal que produzca en ese punto la máxima tensión. Si la iniciación tiene lugar a la cota del banco y no en el fondo del barreno se obtiene en ese punto un incremento de la tensión del 37 % (Starfield 1966), debido a la detonación simultánea de las dos partes de carga equidistantes de dicho punto Fig. 14.11. De igual manera, puede generarse una tensión de pico un 37 % mayor en cualquier estrato duro si el iniciador se coloca en el punto medio de dicho estrato.

En barrenos sin sobreperforación, el iniciador debe situarse tan bajo como sea posible pero nunca sobre el detrito de perforación o sobre el barro del fondo, por eso se recomienda que exista una distancia de aproximadamente «4D» sobre la base efectiva.

Además de las ventajas citadas, el cebado en fondo

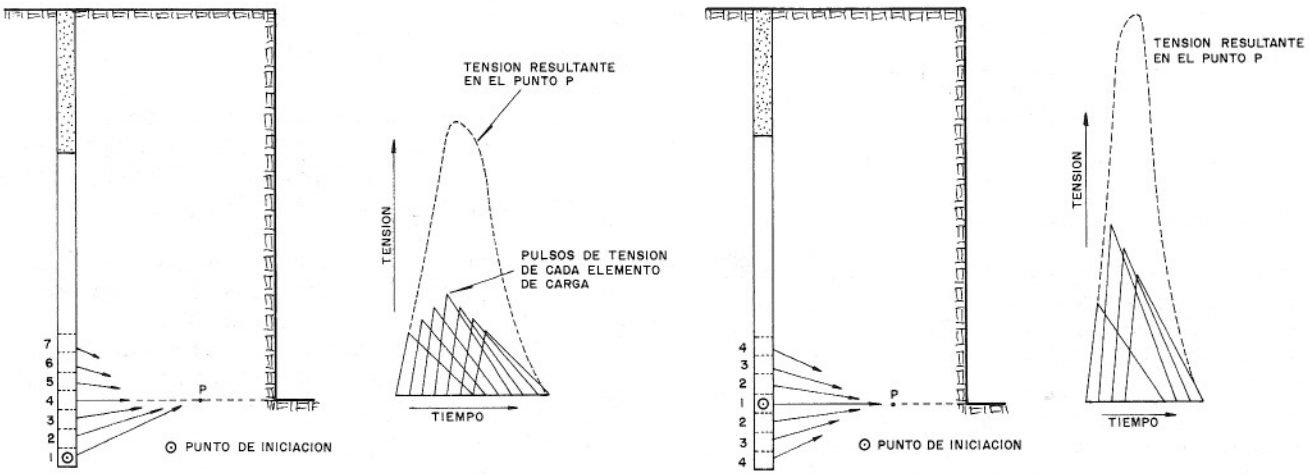


Figura 14.11. *Pulsos de tensión registrados en un punto «P» para dos posiciones de cebado en fondo (Hagan, 1974).*

posee una posibilidad de cortes mucho menor que el cebado en cabeza o el cebado múltiple. En la Fig. 14.12 se representa un ejemplo con dos barrenos de 270 mm de diámetro y 20 m de longitud, donde el espaciamiento entre columnas de explosivo y la longitud de retacado es de 7 m. Las velocidades de detonación son de 7.000 m/s y 4.000 m/s en el cordón y en el ANFO respectivamente y entre ambos barrenos se ha intercalado un relé de microrretardo de 25 ms.

Como los fallos en las voladuras se producen por el corte del cordón como consecuencia del movimiento del terreno, cuanto menor sea la diferencia de los tiempos de detonación en dos puntos semejantes de ambas cargas, menor será la probabilidad de que eso suceda. En la Fig. 14.12 se observa que con el cebado en cabeza (a) la diferencia de tiempo entre B y D es de 26 ms, mientras que cebando en fondo (b) ese tiempo se reduce casi un 20 % y por tanto el riesgo de fallos es menor.

Un esquema de iniciación en fondo denominado «de seguridad» es el que se indica en la Fig. 14.13.

En este caso si el cordón de bajo gramaje del detonador «N» fallara por cualquier razón, al cabo de un tiempo igual al intervalo nominal de la serie de microrretardo se iniciaría el multiplicador situado en cabeza, garantizándose así la detonación del barreno.

Hasta hace poco tiempo los operadores desechaban

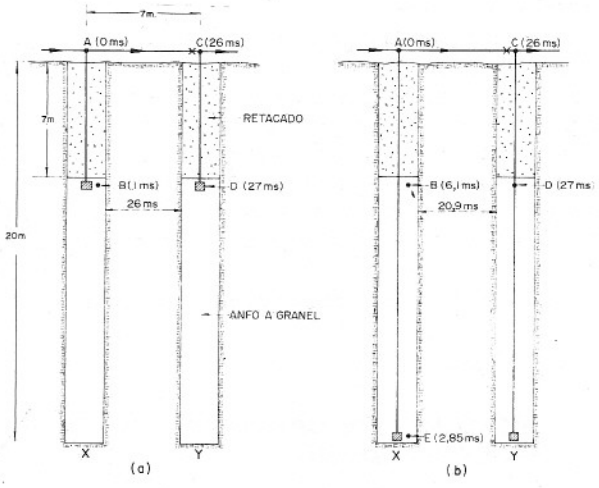


Figura 14.12. *Menor probabilidad de cortes con cebado en fondo.*

el cebado en fondo pues el uso de detonadores dentro de los barrenos implicaba ciertos riesgos, pero hoy en día se dispone de accesorios no eléctricos tales como los cordones de bajo gramaje y los de muy baja energía que ofrecen un amplio campo de posibilidades en este sistema de iniciación.

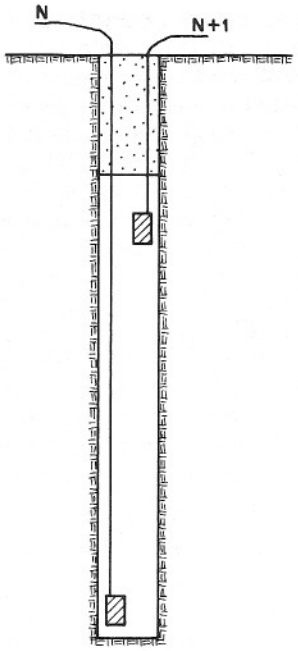


Figura 14.13. *Esquema de seguridad con cebado en fondo.*

6.2. Cebado en cabeza

En voladuras en banco donde se utiliza el cebado en cabeza una onda de alta tensión se propaga hacia la zona de la sobreperforación, donde por supuesto, su energía se disipa malgastándose. En voladuras de recubrimiento en descubiertas de carbón, esta energía de tensión puede ser empleada de forma más útil fragmentando la roca entre el fondo del barreno y la parte superior del carbón, pero no el propio carbón, especialmente si hay un nivel duro inmediatamente a techo del carbón y/o una zona bien diferenciada entre el estéril y el mineral.

Si se pretende maximizar la tensión de pico a lo largo de la roca que rodea la columna de recatado el iniciador en la cabeza deberá estar al menos a 1/4 de la piedra por debajo del techo de la carga (Starfield 1966). Si el explosivo es iniciado con un multiplicador en el punto más alto, la superposición de las tensiones generadas por elementos de carga adyacentes da una resultante menor en cualquier punto del retacado. Fig. 14.14.

La eliminación del escape prematuro de los gases a la atmósfera, con una longitud de retacado adecuada, mejora la fracturación y el desplazamiento de la roca por la energía de burbuja. Para cargas alargadas, la eficiencia del retacado con el cebado en cabeza es menor, pues tanto el material inerte del retacado como la propia roca en la parte alta comienzan a moverse unos milisegundos antes de que la zona inferior del explosivo detone. La caída de presión de los gases es más acusada en columnas largas de explosivo de baja velocidad de detonación con longitudes de retacado insuficientes o dimensiones de la piedra pequeña.

Cuando la detonación llega al nivel del piso, la presión de los gases cae rápidamente desde su valor más alto, debido al escape de éstos hacia zonas de menor presión. Este fenómeno produce en el fondo del barreno mala fracturación y especialmente un desplazamiento reducido de la roca inferior.

6.3. Cebado múltiple

Si se utilizan varios multiplicadores deberán colocarse en puntos tales que las ondas de detonación choquen a un nivel que coincida preferiblemente con una zona dura de la roca, o el propio piso del banco. Fig. 14.15.

Las tensiones que se producen en esos puntos de colisión son un 46% mayores que las que se obtienen con una iniciación simple (Starfield 1966).

Cuando las cargas no presentan caídas de velocidad, la iniciación múltiple mejora la fragmentación de la roca por la energía de tensión.

6.4. Cebado axial

Cuando las columnas de explosivo están iniciadas de forma continua, por medio de un cordón detonante. las velocidades de detonación son relativamente más bajas que las de régimen. Así, el cebado axial es más efectivo en formaciones rocosas blandas y con muchas fracturas donde es preferible una mayor energía de los gases «EB». La teoría de Teller (1972) de que la iniciación continua aumenta de forma significativa la «VD» del ANFO no puede mantenerse tal y como se ha demostrado en la práctica.

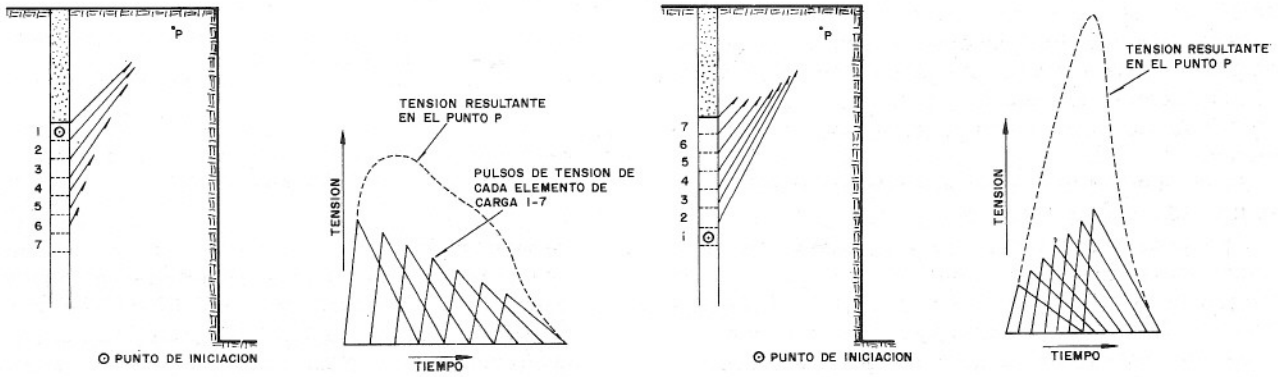


Figura 14.14. *Diferentes posiciones del iniciador con cebado en cabeza (Hagan, 1974).*

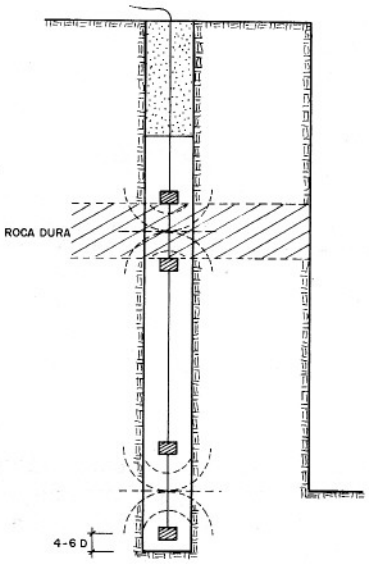


Figura 14.15. *Aplicaciones del cebado múltiple a una voladura en banco.*

7. CEBADO DE CARTUCHOS DE EXPLOSIVOS CONVENCIONALES

El cebado de cartuchos consiste en la inserción dentro de los mismos de un detonador o extremo de cordón detonante para activar o iniciar la detonación de la carga explosiva principal dentro del barreno.

Para aprovechar al máximo el efecto de choque que proporciona el detonador se debe colocar éste en forma axial al cartucho cebo y al eje de la columna de explosivo.

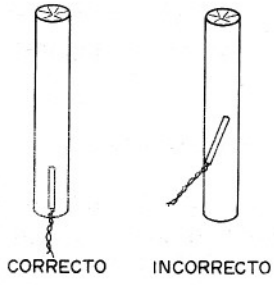


Figura 14.16. *Cebado de cartucho con detonador eléctrico.*

Cualquier cebo es un explosivo activado dispuesto a detonar frente a diferentes estímulos, fuego, golpes, etc., por lo que deben ser tratados con el máximo cuidado, tanto al transportarlos como al introducirlos en los barrenos. Nunca deben ser atacados directamente.

Para el cebado de cartuchos y barrenos con detonadores eléctricos y cordones detonantes se siguen los esquemas propuestos en la Fig. 14.17.

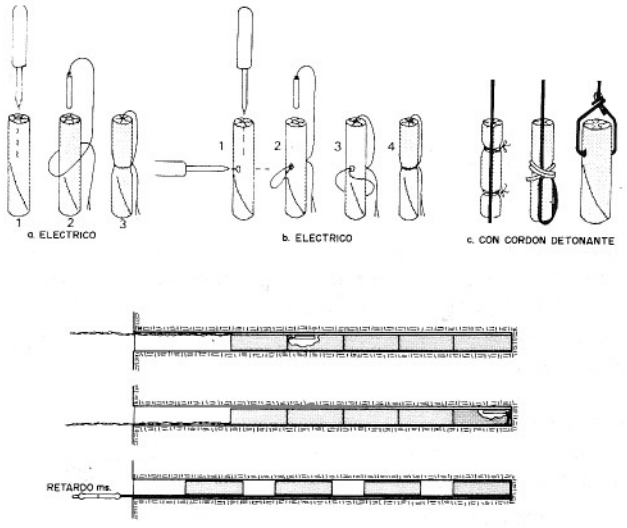


Figura 14.17. *Cebado de cartuchos y barrenos.*

Los procedimientos de cebado de barrenos son los siguientes:

a) Con detonador eléctrico instántaneo. Para barrenos aislados o simultáneos en roca de resistencia baja a media. Barrenos húmedos.

b) Con detonador eléctrico de retardo. Cebo en el fondo para barrenos simultáneos o sin frente, sin humedad y en roca de tipo medio a dura. Con este sistema se mejora la fragmentación.

c) Cordón detonante. Barrenos de contorno o en roca blanda, con espaciadores para bajar la carga total a lo largo de la columna.

BIBLIOGRAFIA

— ANONIMO: «Puzzled About Primers for Large-Diameter ANFO Charges? Here's Some Help to End the Mystery». Coal Age. August 1976.
— ANONIMO: «Safe and Efficient Initiation of Explosives». Downline. ICI, No 7, 10, 1988-1990.
— CONDON, J. L., and SNODGRASS, J. J.: «Effects of Primes Type and Borehole Diameter on ANFO Detonation Velocities». Min. Cong. J. June 1974.
— GOFFART, P.: «L'Amorçage Rationnel des Grosses Mines Charge's d'Explosif Envrac». Annales des Mines de Belgique. September 1977.
— HAGAN, T. N., and RASHLEIGH, C.: «Initiating Systems for Underground Mass Firing Using Large Diameter Blastholes». The Aus. IMM, 1978.
— HAGAN, T. N.; «Optimum Priming Systems for Aminonium Nitrate Fuel-Oil Type Explosives». The Aus. IMM. July 1974.
«Optimun Initiating, Priming and Boostering Systems». AMF. 1985.
— JUNK, N. M.: «Overburden Blasting Takes on New Dimensions». Coal Age. January 1972.
— KONYA, C. J.: «Initiierungstechnick Für Lange Bohrlochladungen». 1974.
— KONYA, C. J. and WALTER, E. J.: «Surface Blast Design». Prentice Hall, 1990.
— NEIL, I. A. and TORRANCE, A. C.: «The Influence of Primer Size on Explosive Performance». Explosives in Mining Workshop. The Australasian Institute of Mining and Metallurgy, 1988.
— SMITH, N. S.: «An Investigation of the Effects of Explosive Primer Location on Rock Fragmentation and Ground Vibration». University of Missouri-Rolla, 1980.
— THIARD, R., et BLANCHIER, A.: «Evolution des Systemes d'Amorçage». Industrie Minèrale Les Techniques. Fèvrier 1984.

SISTEMAS MECANIZADOS DE CARGA Y DESAGÜE DE BARRENOS

1. INTRODUCCION

Paralelamente al desarrollo de los explosivos, la carga y el desagüe de los barrenos han sido objeto de una fuerte mecanización impulsada por las numerosas ventajas que reportan a las voladuras y que pueden resumirse en:

— Alto aprovechamiento del volumen perforado en la roca al conseguir que el explosivo ocupe todo el barreno y esté en contacto con las paredes del mismo.
— Aumento de la densidad de carga dentro de los barrenos.
— Posibilidad de formar cargas selectivas de explosivo variando las densidades y energías específicas a lo largo de la columna.
— Utilización de explosivos a granel de menor coste que los encartuchados.
— Reducción de los tiempos de carga de las voladuras.
— Disminución de la mano de obra necesaria para la carga de las pegas.
— Posibilidad de utilizar ANFO de menor coste que los hidrogeles y las emulsiones, tras el desagüe de los barrenos.
— Mejor control del explosivo y autonomía en el suministro del mismo.

Todas esas ventajas se traducen en un menor coste de la perforación y voladura, debido fundamentalmente a que las mallas de perforación serán más abiertas y los tiempos de carga se reducirán.

2. SISTEMAS MECANIZADOS DE CARGA DE BARRENOS

Los sistemas mecanizados de carga se clasifican en dos grandes grupos, según que sean meros instrumentos de carga o sistemas integrados de fabricación y carga.

A continuación, se describen los métodos empleados en la actualidad para los tipos de explosivos más importantes:

— Gelatinosos e hidrogeles encartuchados.
— ANFO y derivados (ALANFO y ANFO Pesado).
— Hidrogeles y emulsiones a granel.

2.1. Explosivos encartuchados

Los equipos de carga neumática para explosivos encartuchados fueron desarrollados en Suecia en la década de los años 50. Estas unidades permiten cargar barrenos con diámetros entre 35 y 100 mm, consiguiendo densidades de llenado del orden de un 15 a un 20% mayores que las manuales con atacador, o incluso del 30% si se utiliza en la operación un robot.

TABLA 15.1

DIAMETRO DEL BARRENO (mm)	DIAMETRO DEL CARTUCHO (mm)	DIMENSIONES DEL TUBO DE CARGA (mm)	
		DIAMETRO INTERIOR	DIAMETRO EXTERIOR
38 - 45	22	23,2	30
40 - 51	25	27	34
45 - 64	29	30	38
51 - 76	32	33,5	41,5
64 - 102	38-40	41	51

Las capacidades de carga de estos sistemas para un equipo de 2 hombres oscilan entre los 500 y 1.000 kg por relevo, dependiendo de las dimensiones de los cartuchos.

En la Tabla 15.1 se indican, para diferentes diámetros de barrenos, los calibres de los cartuchos y tubos de carga recomendados.

Las cargadoras, Fig. 15.1, constan de una recámara tubular con una válvula de compuerta en cada extremo, un embudo de carga por donde se introducen los cartuchos, una manguera de descarga y un conjunto de válvulas neumáticas.

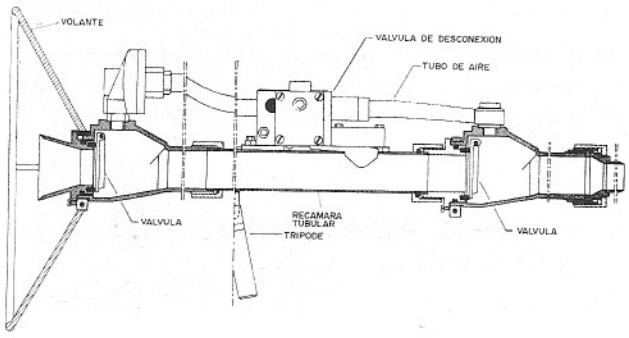


Figura 15.1. *Cargadora neumática.*

El aire comprimido de alimentación llega a la cargadora a una presión máxima del orden de 1 MPa y con una serie de reguladores se llega a reducir a 0,3 MPa. Se dispone además de una válvula de seguridad.

Las mangueras de descarga son de plástico flexible y antiestático, aunque en ciertos trabajos muy particulares pueden utilizarse tubos metálicos. El calibre de estas mangueras es función de las dimensiones de los cartuchos y su longitud no debe exceder de 50 m. En el extremo por donde sale el explosivo se disponen unas cuchillas que cortan la envuelta de papel o plástico de los cartuchos ayudando a una mejor compactación de éstos en el barreno.

El atacado con estas unidades es manual, a no ser que se utilice un elemento acoplable a las cargadoras llamado «Robot», Foto 15.1, que sustituye la tediosa y cansada labor que debe realizar el operario, sobre todo en barrenos largos, y permite además conseguir una carga más uniforme y regular.

Este complemento consta de un cilindro neumático de doble acción con un pistón cuya parte posterior está unida a un empujador neumático, un tubo espaciador delantero y un soporte que mantiene apoyado el aparato contra el barreno. El cilindro posee un movimiento oscilante que se transmite por medio del empujador a la manguera de descarga, la cual, en su retroceso, permite la salida de un nuevo cartucho por su extremo final. Los grados de retacado que se consiguen con los movimientos de avance de las mangueras oscilan entre 1,4 y 1,6.

El empleo de estas cargadoras resulta especialmente interesante cuando las pegas están constituidas por barrenos horizontales o inclinados ascendentes y de gran longitud. Las únicas limitaciones que se plantean están basadas en la sensibilidad al choque y rozamiento de los cartuchos, de ahí que en algunos casos se limite drásticamente la velocidad para evitar los fuertes impactos.

Foto 15.1. *Robot de carga (Nitro-Nobel).*

Debido a la reciente tendencia de empleo de barrenos de gran diámetro, superiores a los 100 mm, en las minas subterráneas las cargadoras convencionales han dejado de ser equipos utilizables.

No obstante, se han probado las mayores cargadoras existentes en el mercado con centralizadores de manguera. De esta forma los cartuchos de emulsión o hidrogel hacen impacto en el centro de la columna y se reduce así el riesgo de desprendimiento en los barrenos ascendentes. También se ha comprobado, mediante pruebas experimentales, que es preciso disponer de una distancia óptima entre el extremo de la manguera y la columna de explosivo, 45 cm para barrenos de 165 mm y 60 cm para barrenos de 100 mm.

Para reducir la fricción de los cartuchos con las paredes internas de la manguera y, por lo tanto, alcanzar una energía de impacto elevada se recomienda la lubricación con agua.

Actualmente, Nitro-Nobel A.B está desarrollando unos nuevos equipos para la carga de barrenos ascendentes con diámetros de hasta 165 mm. De los dos sistemas de que dispone en fase de experimentación «Charge Pusher» y «Half Pusher» se representa en la Fig. 15.2, el principio de trabajo de éste último.

A grandes rasgos, consta de un mecanismo trepador con el que por sucesivos movimientos ascensionales se logra elevar la carga hasta la posición deseada. En cada posición de empuje un elemento de expansión, que actúa sobre las paredes del barreno, retiene a todo el conjunto mientras que un mecanismo de pistón fuerza al cartucho hacia arriba, quedando éste retenido mediante una pieza en forma de araña o margarita invertida.

2.2. Explosivos tipo ANFO

A. Sistema de carga

Según las capacidades de los recipientes los sistemas de carga se clasifican en:

— Cargadoras neumáticas
— Camiones cargadores

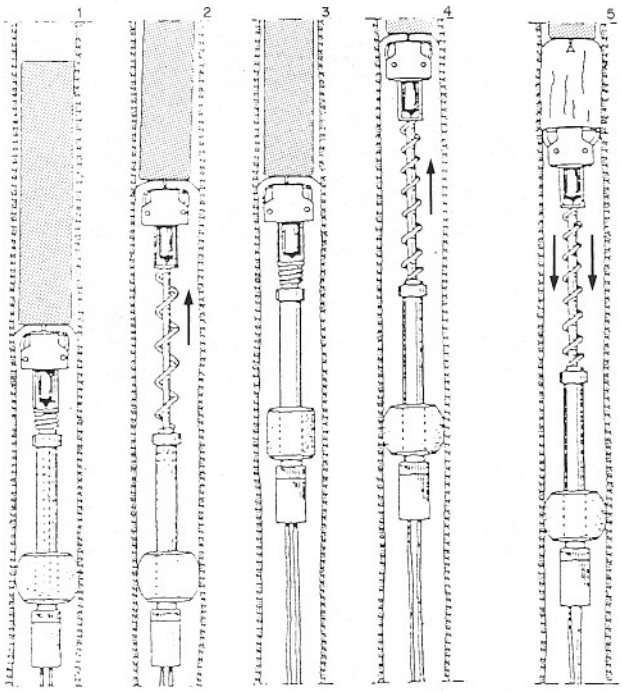


Figura 15.2. *Cargador de cartuchos «Half-Pusher» (Nitro-Nobel).*

El primer sistema se utiliza fundamentalmente en explotaciones de interior y pequeñas minas a cielo abierto, mientras que el segundo se emplea exclusivamente en las grandes minas y obras de superficie.

A.1. **Cargadoras neumáticas**

En estas cargadoras, Fig. 15.3, el explosivo es impulsado a través de una manguera antiestática y semiconductora por medio del aire a presión contenido en un recipiente metálico de cierre hermético. El diseño de estos equipos consta de un fondo toriesférico, un cuerpo cilíndrico y otro troncocónico de acero inoxidable resistente a la corrosión.

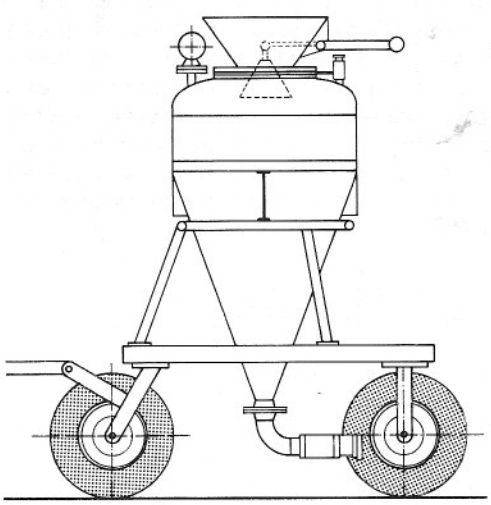


Figura 15.3. *Esquema de una cargadora neumática.*

La capacidad de estas cargadoras varía desde los 100 hasta los 750 litros y para su transporte van montadas individualmente sobre ruedas o incluso sobre unidades motorizadas. Foto 15.2. En este último caso, el aire comprimido se obtiene por medio de un compresor que es accionado por el propio motor del vehículo, disponiendo además de unos recipientes de explosivo para la recarga automática de las cubas o de un espacio habilitado para el almacenamiento de los sacos de ANFO cuando el vertido se realiza de forma manual.

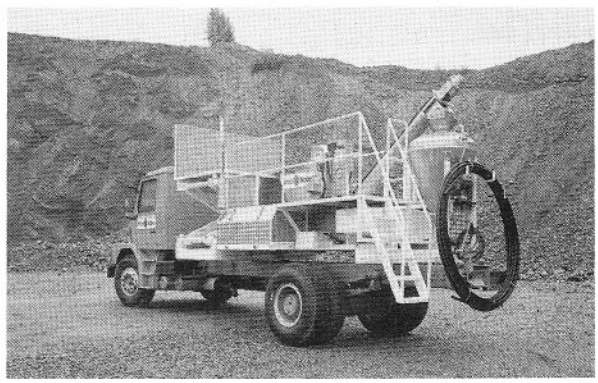


Foto 15.2. *Cargadora de ANFO sobre vehículo (Nitro-Nobel).*

Cuando se desea realizar la carga de barrenos ascendentes en labores de interior, es preciso combinar la presurización del recipiente con el efecto Venturi creado por el soplado de aire a presión a través del inyector, para producir el apelmazamiento de los granos de ANFO en el fondo de los taladros impidiendo la caída del explosivo.

Las presiones de funcionamiento son de 0,15 a 0,3 MPa en los recipientes y de 0,2 a 0,35 MPa en los inyectores.

Estos equipos de carga están recomendados para barrenos con diámetros entre 26 y 150 mm, salvo si son ascendentes que se limitan a 100 mm.

Los rendimientos de carga dependen del diámetro interior de las mangueras y de la longitud de las mismas, que nunca deben superar los 50 m, así como de la inclinación de los barrenos. La capacidad máxima de carga oscila entre las 2 y las 4 toneladas.

Además de los equipos descritos, existen otros más ligeros en el mercado, que los transporta el propio operador, y que poseen capacidades entre 25 y 40 kg de ANFO.

Se utilizan en trabajos subterráneos para la carga de barrenos de 28 a 65 mm de diámetro y constan, básicamente, de pequeños depósitos de polietileno con correas para su transporte. Funcionan con presiones de aire entre 0,4 y 0,8 MPa y las capacidades de carga alcanzan los 7 kg/min.

Un aspecto muy importante, desde el punto de vista de la seguridad, es la eliminación de la gran cantidad de electricidad estática que se produce. Para ello, es preciso que la manguera de material semiconductor esté bien conectada y acoplada a la lanzadera y que se

efectúe una adecuada puesta a tierra de todo el equipo. Fig. 15.4.

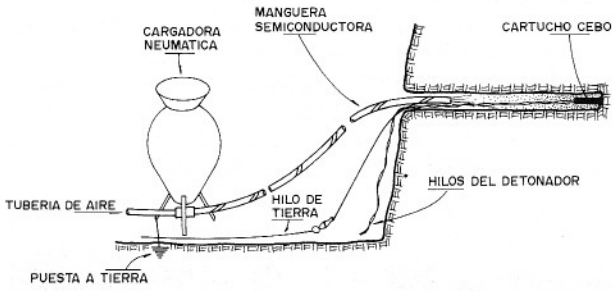


Figura 15.4. *Puesta a tierra de una cargadora neumática.*

En el caso particular de barrenos ascendentes de gran diámetro, el método tradicional de carga neumática, consistente en un tapón inferior de cierre y una tubería de carga, ha sido sustituido progresivamente por el método directo representado en la Fig. 15.5, donde la presión impartida al ANFO, que varía entre 0,14 y 0,2 MPa, es suficiente para que las partículas de explosivo queden apelmazadas en el fondo de los barrenos proporcionando densidades de carga de 0,95 a 1 g/cm^3. En este sistema es de vital importancia disponer de un correcto diseño del centralizador de la tubería de carga.

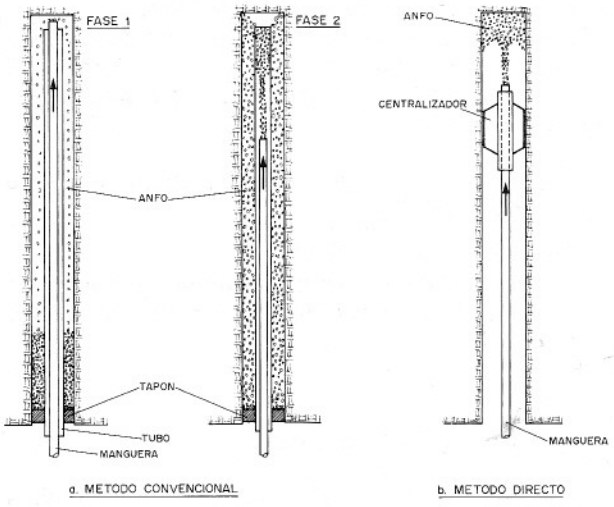


Figura 15.5. *Carga neumática de ANFO en barrenos ascendentes.*

Si los barrenos presentan agua la carga puede llevarse a cabo colocando previamente una vaina de plástico.

Los iniciadores (primer), unidos al cordón detonante o al detonador, se colocan generalmente en el fondo de los barrenos mediante un elemento de retención (retainer) con el auxilio de la propia manguera de carga.

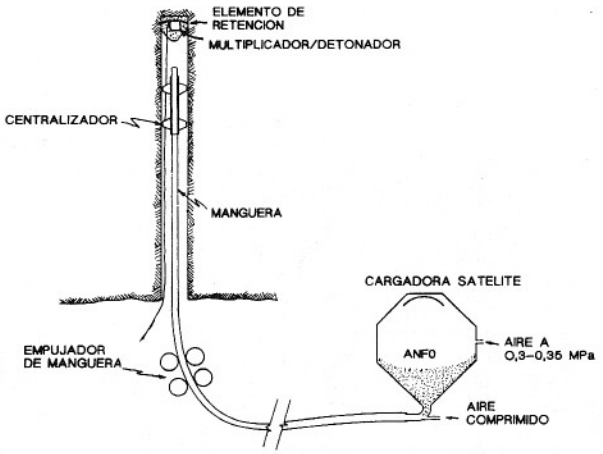


Figura 15.6. *Colocación del iniciador en el fondo de un barreno ascendente de gran diámetro, previa a la carga.*

A.2. **Camiones Cargadores**

Los tipos de camiones cisterna que se utilizan en la carga de explosivos granulares tipo ANFO son:

— Camiones de descarga neumática
— Camiones de descarga por tornillo helicoidal.

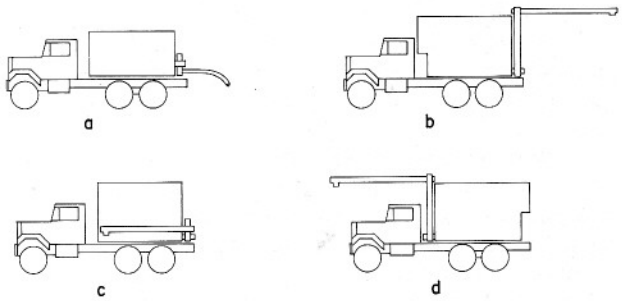


Figura 15.7. *Camiones de carga neumática (a) y de tornillo helicoidal (b, c y d).*

El primer modelo de camión es el que más se utiliza en España actualmente, y consta de un depósito cerrado de aluminio con bocas de carga superiores y fondo en forma de «V» para favorecer el descenso del explosivo hacia la cadena de arrastre, dispuesta longitudinalmente, y protegida por unas chapas deflectoras a modo de «V» invertida que evita que dicho elemento soporte todo el peso de la carga.

En el exterior del depósito existe un mecanismo de placa para regular la altura del explosivo sobre la cadena de arrastre, así como un cuenta-vueltas del rodillo motor de la misma cuya velocidad puede también variarse para dosificar la alimentación de la válvula rotativa desde la que el explosivo es impulsado por aire comprimido a través de una manguera antiestática hasta el interior del barreno.

La válvula rotativa está formada por un rodete con paletas de material plástico que impide además el paso del aire de impulsión al recipiente de ANFO.

La unidad de potencia del propio vehículo está aco-

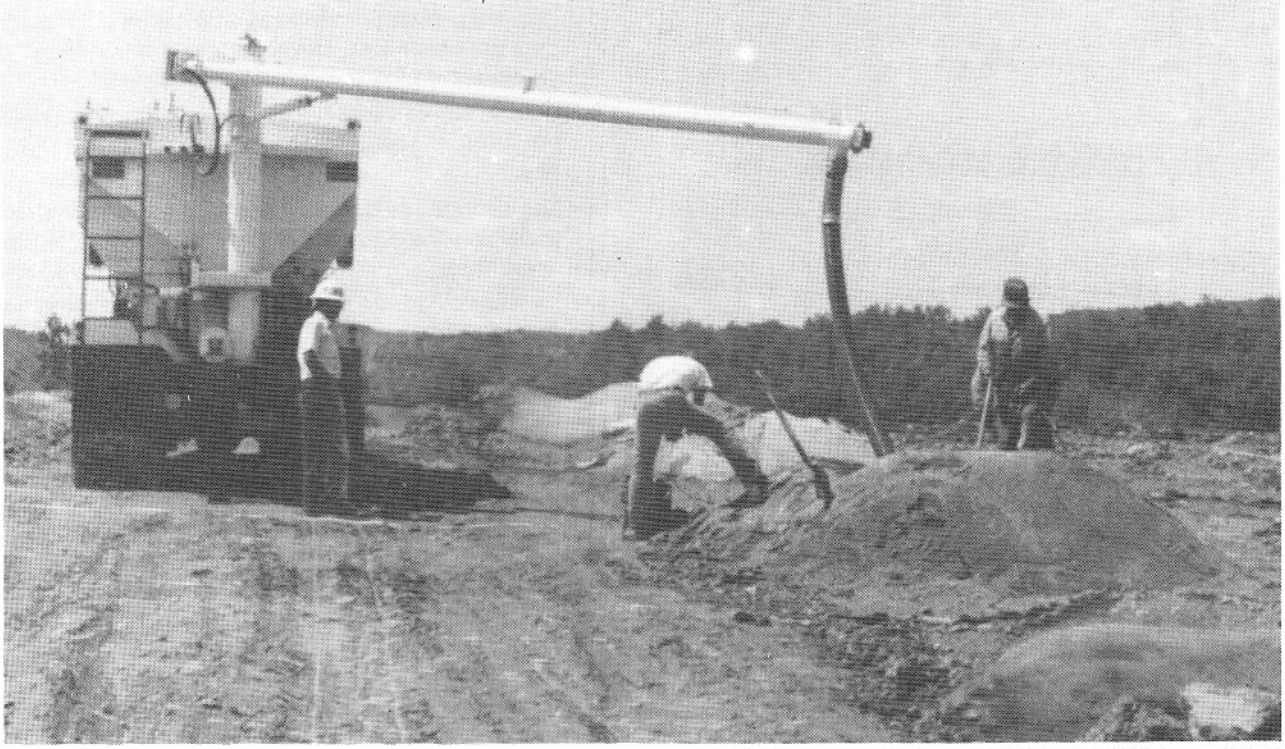


Foto 15.3. *Camión de carga con tornillo helicoidal. (Cortesía de Amerind-MacKissic, Inc.).*

plada a las bombas hidráulicas de accionamiento de la cadena de arrastre y válvula rotativa, así como al compresor de aire.

La manguera de descarga va colocada en la parte posterior del camión con una longitud de unos 10 m, lo que permite llenar 3 ó 4 barrenos desde una misma posición cuando el camión se desplaza por la calle formada entre dos filas.

Los inconvenientes que plantea este sistema son la segregación del aluminio cuando se utiliza ALANFO y la imposibilidad de cargar ANFO Pesado.

El segundo modelo de camión dispone en la parte inferior del depósito, y longitudinalmente, de un tornillo helicoidal protegido también por unas chapas deflectoras.

Este tornillo alimenta a otro vertical que a su vez entrega el producto a un tercero pivotante subhorizontal. Este último tiene una longitud entre 5 y 6 m y barre un sector circular de 345°, pudiendo cargar a través de una manguera flexible barrenos situados a 5 ó 7 m de la parte trasera del camión, Foto 15.3.

Cuando el camión se encuentra entre dos filas de barrenos de gran diámetro el número de éstos que se pueden cargar desde una posición está limitado a uno o dos.

Los caudales de llenado de estos equipos varían entre 150 y 750 kg/min.

Una versión más simple de este tipo de camión es la denominada de tornillo lateral. En la parte trasera del vehículo se dispone de un tornillo inclinado de descarga que entrega el explosivo a otro tornillo pivotante de unos 3 m de longitud. Este último, permite cubrir durante la operación un sector circular de 180° consiguiéndose su giro de forma manual, así como su elevación o descenso mediante un pequeño cabrestante. Durante el traslado del camión el tornillo se recoge pegándolo a uno de los laterales del mismo.

En los últimos años, ha habido una tendencia progresiva hacia la utilización del sistema de tornillo en lugar del neumático, debido fundamentalmente a las siguientes ventajas:

— Posibilidad de cargar ANFO Pesado, además de ANFO o ALANFO.

— Mayores ritmos de carga y

— Menores pérdidas de nitrato amónico y vapores de la sustancia combustible en la parte alta de los barrenos.

B. Sistemas de mezcla y carga

B.1. Camiones de mezcla y carga convencionales

Constan de una tolva de nitrato amónico y un tanque de gas-oil. Si se desea fabricar ALANFO o ANFO Pesado se dispone además de un tercer tanque con la emulsión o el aluminio.

Momentos antes de la carga de los barrenos se realiza en el camión la mezcla de los dos o tres componentes en la proporción adecuada, evacuándose el producto por cualquiera de los dos sistemas descritos anteriormente.

La tolva de nitrato amónico es similar a las descritas en el epígrafe anterior. En las unidades de descarga

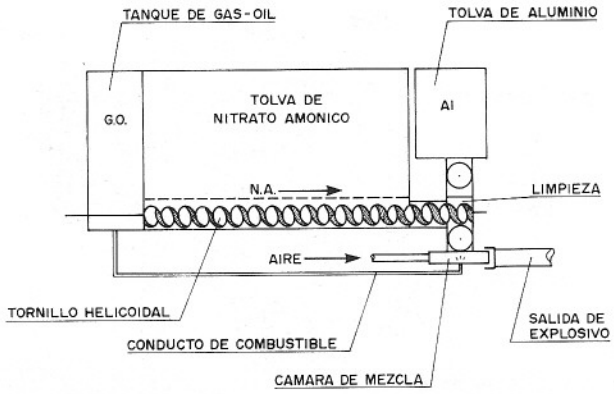


Figura 15.8. *Depósitos de un camión de mezcla y carga.*

neumática el combustible se adiciona con el aire, mientras que en las de tornillo tanto el gas-oil como los otros aditivos se incorporan a través del tornillo vertical.

B.2. Camiones de mezcla y carga de tipo cuba

Estos camiones son semejantes a las hormigoneras, pero con ligeras modificaciones para poder mezclar y cargar agentes de voladura a granel. Los componentes se introducen en la cuba en las proporciones adecuadas y se mezclan durante un período de tiempo suficiente antes de la descarga.

El explosivo que se obtiene con estos equipos se caracteriza por:

— Errores muy pequeños en la composición química
— Mezcla muy homogénea, y
— Energía resultante muy próxima a la que se consigue en laboratorio.

Si se compara con los camiones convencionales presentan las siguientes ventajas:

— Menor coste de adquisición (aproximadamente un 30%).
— Mayores caudales de descarga, próximos a los 2.000 kg/min. (Esto es de 2,5 a 4 veces los conseguidos con los camiones convencionales).

Foto 15.4. *Camión tipo cuba (Nitrate Service Co.).*

Por otro lado, los inconvenientes que plantea son:

— El camión debe posicionarse muy cerca del barreno para proceder a su carga, con lo que los tiempos invertidos en los traslados son grandes.
— Sólo se puede cargar cada vez un tipo de explosivo, por lo que no es posible efectuar una carga selectiva.
— Las cantidades de explosivo fabricado deben ser precisas para evitar sobrantes que necesitarían ser destruidos.
— La capacidad de estos camiones (aproximadamente de unas 11,5 t) son un 25% menores que las de los camiones convencionales.

C. Encartuchado de ANFO

Cuando la perforación se realiza en diámetros de 76 mm a 190 mm y los barrenos presentan agua, las columnas de explosivo pueden prepararse con ANFO encartuchado una vez efectuado el desagüe.

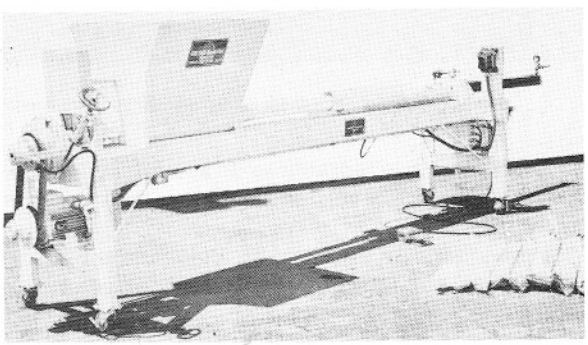


Foto 15.5. *Encartuchadora de ANFO (Amerind MacKissic, Inc.).*

Las envasadoras de ANFO son equipos sencillos consistentes en una tolva, un tubo de 1 m de longitud aproximadamente, un tornillo helicoidal de alimentación y un sistema de pistón accionado por aire comprimido para conseguir la densidad de carga adecuada que puede llegar hasta 1,1 g/cm^3. El rendimiento de encartuchado es de unas 3 unidades por minuto.

2.3. Explosivos del tipo hidrogeles y emulsiones

A. Camiones para bombeo de hidrogeles y emulsiones

Estos camiones se utilizan para el bombeo de explosivos como los hidrogeles, las emulsiones y las mezclas de emulsiones con ANFO, siempre que la fase sólida de estas mezclas no supere un porcentaje del 35%, pues el producto dejaría de ser entonces bombeable.

La consistencia física de estos agentes explosivos es tan alta que suele ser necesario para su bombeo la

inyección de un fluido lubricante para disminuir los rozamientos con las paredes de la manguera. Es importante asegurarse de que la cantidad de lubricante es la imprescindible y a ser posible que contribuya a elevar la energía efectiva del explosivo.

A.1. Camiones mezcladores-cargadores

Un camión mezclador-bomba consiste en una planta móvil en la que se mezclan los productos y se bombean directamente a los barrenos a través de una manguera flexible. Este sistema es muy versátil, ya que permite variar las composiciones antes de efectuar la carga. Los vehículos tienen una capacidad entre 5 y 15 t y están diseñados para producir al menos dos tipos de explosivos, uno para la carga de fondo y otro para la carga de columna.

Estas plantas móviles presentan una gran seguridad, pues los ingredientes que transportan no son explosivos y sólo se mezclan instantes antes de su carga. Por el contrario, el control de calidad es más difícil que en los camiones de bombeo.

a) Camión mezclador-cargador de hidrogeles

Estos camiones transportan los siguientes componentes:

— Una solución caliente de nitrato amónico, con o sin otros oxidantes como nitrato sódico, perclorato sódico, etc., espesada con gomas. Esta solución suele prepararse en una planta fija próxima a la mina.

— Nitrato amónico en forma de «prills» porosos (opcional).

— Combustible líquido o una mezcla de combustibles sólidos, que se denominan «pre-mixes», con un porcentaje de aluminio alto cuanto mayor es la potencia que se desea del hidrogel.

— Una solución para crear los enlaces de unión y un agente de gasificación.

Los ingredientes se vierten en un embudo de mezcla desde el cual se bombean a través de una manguera flexible hasta el barreno.

Los caudales de carga oscilan entre los 80 y 350 kg/min.

El espesamiento y la creación de enlaces comienza tan pronto como se produce la mezcla de los productos, de forma que el hidrogel es altamente viscoso cuando se efectúa la entrada en el barreno.

El ritmo de gelificación se controla ajustando la proporción de la solución creadora de enlaces.

Cuando la gelificación se produce muy rápidamente, aparecen dificultades en el bombeo, mientras que si el período de gelificación es muy dilatado el hidrogel puede diluirse e incluso destruirse parcialmente antes de que su viscosidad le permita resistir los efectos del agua existente en los barrenos. El operario que maneja

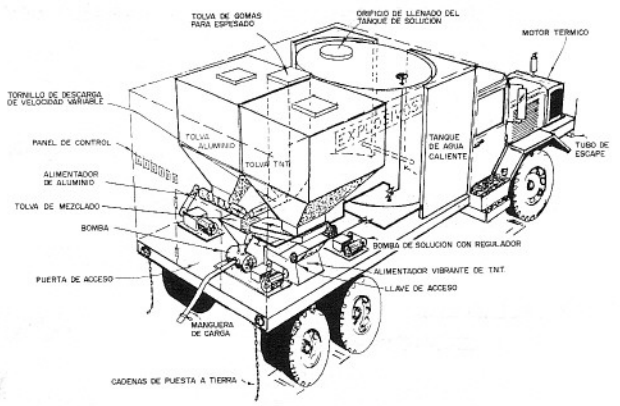


Figura 15.9. *Camión mezclador-cargador (Ireco Inc.).*

la manguera de carga debe asegurarse de que se produzca una agitación mínima del explosivo cuando entra en contacto con el agua.

La proporción de agente gasificante debe ajustarse para producir un hidrogel de sensibilidad y potencia adecuada. Si la gasificación es insuficiente se producirá una densificación en la parte inferior de la columna impidiendo un rendimiento óptimo del explosivo que ahí se encuentra. Por el contrario, un exceso de producto gasificante puede reducir demasiado la densidad del explosivo y hacer que éste no desplace al agua. El caudal de gasificante es controlable y proporciona unos explosivos con un amplio rango de densidades. Esta posibilidad constituye la base de la técnica conocida por «Powerdecking».

b) Camiones mezcladores-cargadores de emulsión y mezclas de emulsión/fase sólida

En este tipo de camiones se produce una mezcla continua de una solución saturada de oxidantes con una fase aceitosa y algunos ingredientes en pequeñas cantidades. El producto así preparado se bombea a continuación hacia el barreno.

Si se introduce en la mezcla una fase sólida como por ejemplo el ANFO o el nitrato amónico, es importante asegurarse de que la emulsión resultante no pierde sus condiciones de bombeabilidad.

c) Camiones con sistemas informatizados de control de la carga

Recientemente, la casa Tread Corp. ha empezado a comercializar un camión cargador totalmente controlado por ordenador. El sistema utilizado consiste en enviar señales, a través de un microprocesador, a las diferentes válvulas hidráulicas de que dispone el equipo, para controlar individualmente la velocidad de cada motor hidráulico y conseguir así la composición del explosivo adecuada con la mezcla precisa de los diferentes ingredientes.

El sistema comprueba y registra constantemente los caudales que se mezclan de cada componente del

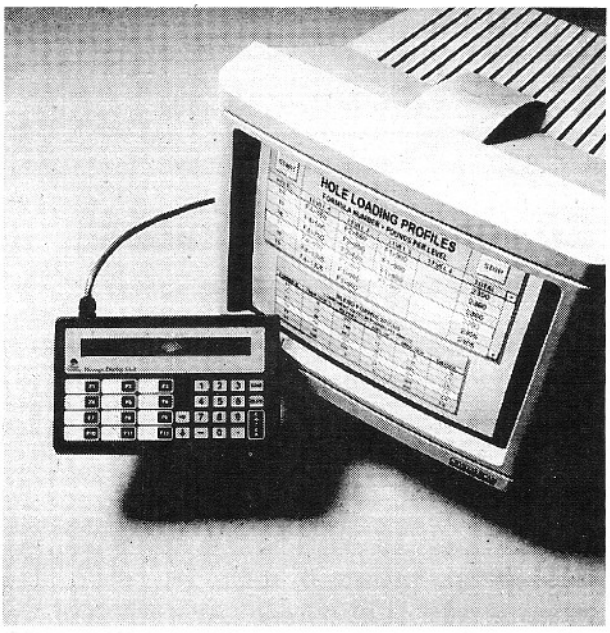


Foto 15.6. *Monitor y teclado del sistema de control de la formulación de la carga de explosivos.*

explosivo, reduciéndose los posibles errores del operador e incrementándose los rendimientos de carga de los barrenos.

Estas nuevas unidades permiten variar la formulación del explosivo a lo largo de la columna de dicho producto que se aloja en los barrenos, adecuándolas a las características geomecánicas de las rocas que se desean fragmentar. Es por ello que, junto a la monitorización de la perforación, los sistemas de carga automatizada adaptándose a los parámetros geomecánicos registrados previamente constituyen la herramienta con mayor potencial para la optimización de la fragmentación en las voladuras.

A.2. **Camiones de bombeo**

Cuando se emplean camiones de bombeo, el agente de voladura se fabrica previamente en una planta fija próxima al lugar de utilización.

Las ventajas de este sistema son:

— La planta fija puede estar situada en el centro de gravedad de los puntos de consumo suministrando el hidrogel o la emulsión por medio de varios camiones, y

— El producto obtenido es de mayor calidad que el procedente de un camión mezclador.

B. **Carga de hidrogeles y emulsiones en interior**

La carga de barrenos en trabajos subterráneos se diferencia, según el tipo de labor de que se trate, en: Avance de galerías, profundización de pozos y voladuras de producción.

B.1. **Avance de galerías**

El equipo moto-bomba que se utiliza suele ir instalado sobre un vehículo de pequeñas dimensiones que a veces se complementa con una cesta de accionamiento hidráulico para que el artillero acceda a los barrenos más alejados, disponiendo en la misma de un control remoto de la bomba.

Los tipos de bombas más utilizados son los de diafragma y los de tornillo helicoidal, que aspiran el explosivo de unas cisternas que alcanzan capacidades de hasta 500 kg y lo impulsan a una presión de unos 0,5 MPa.

Foto 15.7. *Planta fija y camión bomba (Nitro Nobel).*

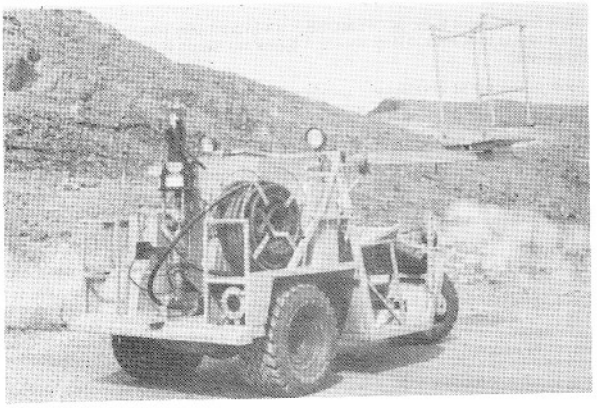


Foto 15.8. *Equipo de carga para el avance de galerías (Scoopemóvil - CIL. Inc.).*

Las mangueras de carga son semiconductoras para eliminar la electricidad estática y se introducen en los barrenos hasta unos 20 cm del fondo, bombeándose entonces el explosivo y procediendo de forma intermitente a la retirada de la manguera hasta que se consigue llenar el taladro en la longitud deseada. La iniciación se suele conseguir con un cartucho cebo y un detonador eléctrico colocados previamente en el fondo del barreno.

Los caudales son comparables a los obtenidos con cargadoras neumáticas de ANFO. Dependiendo de la velocidad de la bomba, un barreno de 3 m de longitud y 41 mm de diámetro puede cargarse entre 6 y 10 segundos.

B.2. **Profundización de pozos**

Se utilizan unos recipientes presurizados semejantes a los empleados con el ANFO a granel. La descarga del explosivo a través de una manguera principal de 45 mm alcanza un caudal de 77 kg/min que se reparte a su vez por 5 mangueras flexibles de 17 mm de diámetro que permiten el llenado de los barrenos en un tiempo muy pequeño.

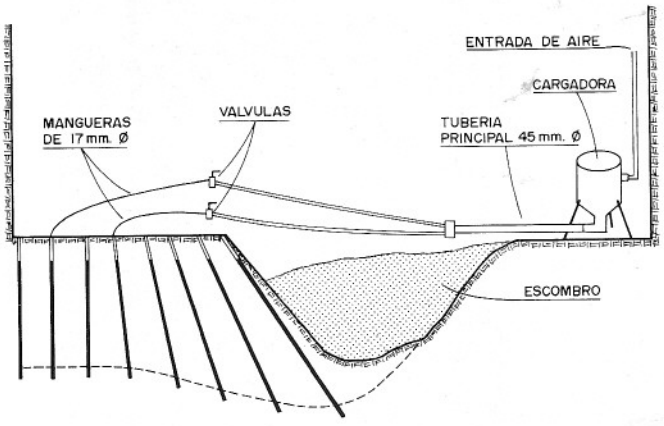


Figura 15.10. *Equipo de bombeo de explosivos en la excavación de un pozo.*

B.3. **Voladuras de producción**

Dentro de las voladuras de producción con grandes barrenos, mayores de 125 mm de diámetro, caben distinguir dos situaciones de carga: en barrenos descendentes y en barrenos ascendentes.

a) **Barrenos descendentes**

Se utilizan en los métodos de explotaciones de cráteres invertidos y en el de banqueo con barrenos largos. La carga se realiza con sencillez pues el explosivo se bombea y desciende por gravedad quedando alojado en el interior del taladro. Las unidades de bombeo tienen un diseño modular y de perfil bajo para facilitar el transporte del explosivo tanto desde la superficie al interior como dentro de las minas. Los tanques de explosivo recambiables se fabrican de acero inoxidable y con capacidades próximas a los 2.000 kg. El accionamiento de la bomba, de la manguera y el del dispositivo de inclinación del tanque son hidráulicos.

b) **Barrenos ascendentes**

El cargue de barrenos ascendentes con agentes como los hidrogeles y las emulsiones es aún más difícil que con el ANFO, pues es necesario primero, efectuar un cierre para evitar la salida del explosivo y segundo, disponer de un producto que tenga una consistencia adecuada para su bombeo. Esto último, parece que se ha resuelto en el caso de las emulsiones por enfriamiento.

En cuanto a los cierres, son varios los sistemas empleados. Los primeros consistían en un tapón de madera con un tubo interior que disponía de una válvula de bola antirretorno. Fig. 15.11.

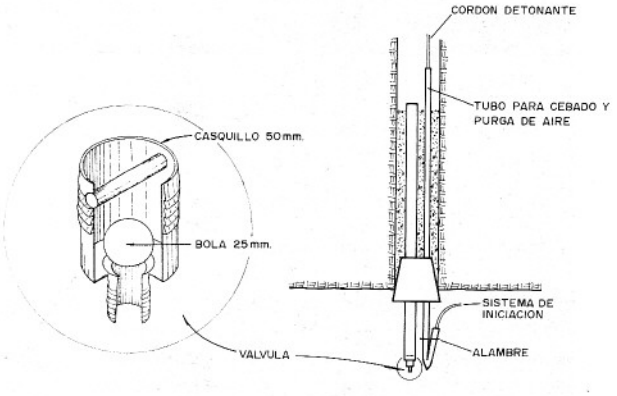


Figura 15.11. *Cierre de madera con válvula antirretorno.*

Actualmente, la tendencia se dirige hacia la utilización de tubos de plástico para formar las columnas de explosivo y cierres de madera con orificios para el paso de los tubos de carga. Fig. 15.12.

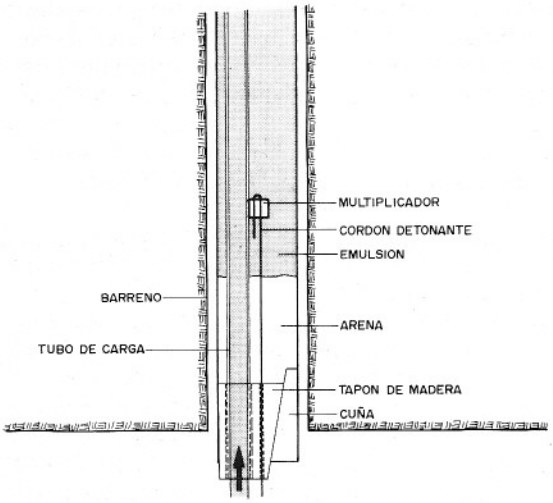


Figura 15.12. *Carga entubada y cierre de madera.*

Y más recientemente, a un sistema de cierre de espuma de poliuretano desarrollado por la CIL. Fig. 15.13.

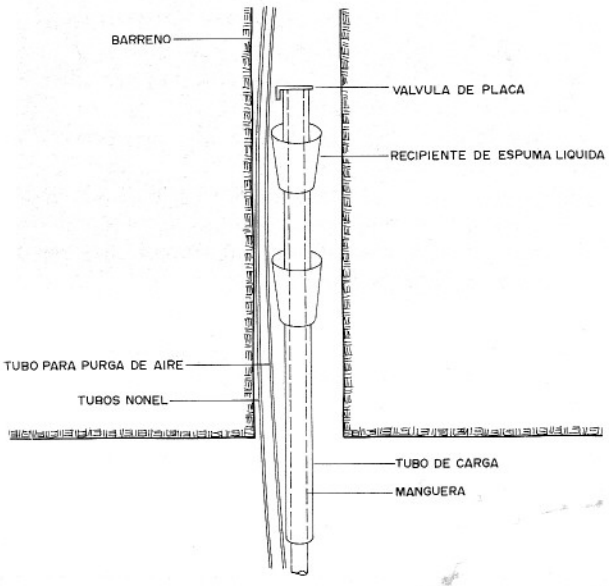


Figura 15.13. *Cierre de espuma de poliuretano.*

Y por último, con las emulsiones bombeables , en las viscosidades pueden ajustarse adecuadamente a las condiciones de trabajo, mediante el contenido en surfactantes, tipo de combustible y tamaño de las particulas, se ha probado con éxito las lanzas inflables. Estos artilugios constan de un tubo rígido en el extremo, en el que se dispone de un manguito u obturador inflable mediante aire comprimido.

Las ventajas de este método son la sencillez del equipo y la reducida inversión en el mismo. El sistema es rápido y eficaz, habiéndose probado con éxito en barrenos de hasta 115 mm.

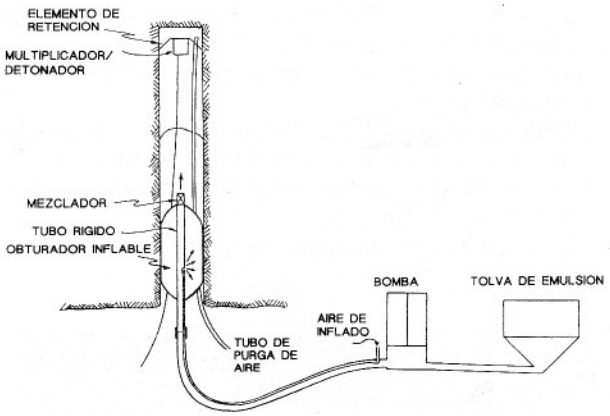


Fig. 15.14 *Carga de una emulsión bombeable dentro de un barreno ascendente con una lanza inflable.*

3. SISTEMAS DE DESAGÜE

El desagüe de barrenos permite ampliar el campo de utilización del ANFO a granel a aquellos casos donde los macizos rocosos se encuentran saturados o las escorrentías, debido a las lluvias, han hecho que los taladros se llenen de agua y también, aprovechar mejor en la carga el volumen perforado.

Los sistemas más utilizados se clasifican en:

— Bombas de aire comprimido, y
— Bombas sumergibles impelentes.

Las primeras son aplicables a barrenos de pequeño y medio diámetro (63-172 mm) con alturas máximas de

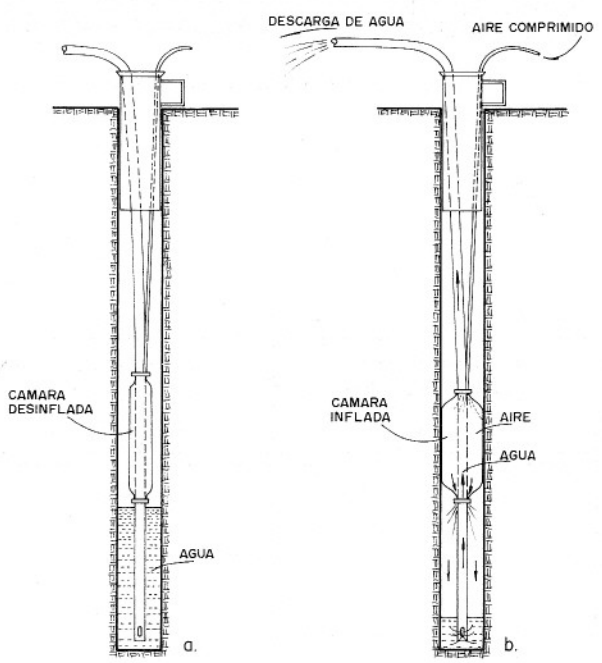


Figura 15.15. *Bomba neumática.*

banco de unos 15 m. Se emplea el aire a presión suministrado por los compresores de las propias perforadoras, que a través de una manguera flexible se introduce en el barreno.

En algunos equipos Fig. 15.15, el efecto de empuje se consigue cuando la cámara o manguito elástico de cierre que poseen se expande al pasar el aire comprimido por ella.

Los caudales aproximados de bombeo son de unos 50 a 80 l/min.

Foto 15.9. *Bomba neumática (Bill Lane Inc.).*

El segundo sistema de desagüe consta generalmente de una bomba sumergible impelente y un carrete para la manguera. El equipo puede ir instalado en un vehículo todo-terreno o en la parte posterior del camión cargador de ANFO. El accionamiento del carrete y de la bomba es hidráulico y las tuberías del fluido motriz de ésta última van acopladas dentro de la manguera del agua, pudiendo descenderse todo el conjunto dentro del barreno a una velocidad de 1 m/s aproximadamente.

Para evitar los atascos producidos por el lodo con detritus de tamaños gruesos, la bomba debe colocarse a unos cuantos centímetros del fondo.

Una vez efectuado el desagüe de los barrenos se invierte el sentido del giro del rodete para limpiarla eliminando las arenas o detritus introducidos.

Estas unidades son capaces de evacuar los barrenos en pocos segundos, debido a los fuertes caudales de bombeo, Tabla 15.2, permitiendo la utilización de las vainas de plástico y carga del explosivo antes de que se produzca nuevamente la entrada del agua e impida esta operación.

Foto 15.10. *Bomba de desagüe hidráulica (Swanson Eng. Inc.).*

TABLA 15.2.

ALTURA TOTAL DE ELEVACION (m)	CAUDAL (l/min)		
	DIAMETRO 80 mm SIST. HID. = 17 lpm 11 MPa	DIAMETRO 136 mm SIST. HID. = 23 lpm 13 MPa	DIAMETRO 187 mm SIST. HID. = 38 lpm 13 MPa
7	246	472	1134
15	189	340	945
22	151	227	756
30	113	151	567
37	76	113	378

TABLA 15.3.

DIAMETRO DEL BARRENO (mm)	DIAMETRO DE LA VAINA (mm)
152	166
200	216
229	248
251	274
270	293
279	299
311	337
381	407

El tipo de plástico empleado debe ser flexible y resistente para que no se rasgue en el contacto con la roca, por lo que se aconseja que sea de galga 600 a 1.000, dependiendo de cada caso.

Las fundas o vainas de plástico, donde se aloja el explosivo a granel, se recomienda que tengan un diámetro ligeramente superior al de los barrenos, Tabla 15.3, con el fin de aprovechar al máximo el volumen de roca perforado y conseguir un buen acoplamiento de la carga.

Foto 15.11. *Preparación del cartucho cebo dentro de una vaina de plástico.*

BIBLIOGRAFIA

— AMERIND - MACKISSIC, INC.: «Technical Information». 1986.
— BAUER, A.: «Trends in Explosives, Drilling and Blasting». CIM. Bulletin. February 1974.
— BAUER, A., et al.: «Drilling and Blasting in Open Pits and Quarries». 1980.
— BILL LANE, INC.: «Lane Pump». 1986.
— CHAMPION, M. M.: «Explosives Loading Equipment». Underground Mining Methods Handbook, AIME, 1982.
— DANNENBERG, J.: «Contemporary History of Industrial Explosives in America».
— DAY, P. R. and JOYCE, D. K.: «Loading Explosives in Large Diameter Upholes». S.E.E. 1988.
— GIORGIO, C.: «Evolución de los Explosivos en los Treinta Ultimos Años». Rocas y Minerales.
— GUSTAFSSON, R.: «Swedish Blasting Technique». SPI, 1973.
— HAGAN, T. N.: «Charging and Dewatering Equipment». AMF, 1985.
— IRVINE, J. C.: «Pillar Recovery at the Pea Ridge Mine». Mining Engineering. September 1976.
— JERBERYD, L.: «Half-Pusher - A Method to Charge Large Diameter Upholes». Swedish Mining Research Foundation, 1985.
— LOPEZ JIMENO, C.: «Desagüe y Drenaje de Explotaciones a Cielo Abierto». IV Curso sobre Mantenimiento y Servicios en Minería a Cielo Abierto. Fundación Gómez-Pardo, 1984.
— MAIRS, D. B., and TUPLING, R. V.: «Application of Emulsion Explosives in Underground». CIM Meeting, 1985.
— MICHAUD, P., et LAVEAULT, A.: «Essai d'un Systeme de Chargement en Vrac Pour Emulsions Aux Mines d'Amiente Bell». SEEQ, 1984.
— NITRO NOBEL: «ANFO Mixing and Charging Equipment». 1986.
«Swedish Methods for Mechanized Blasthole Charging».
— PUNTOUS, R.: «Mèthodes Modernes de Chargement des Explosifs». Industrie Minèrale - Les Techniques. Fèvrier 1984.
— SHARPE, K. R.: «Plugging & Loading Upholes at La Mine Bosquet». CIL, Inc. 1986.
— TREAD CORP. (1993): «Fully-computerised bulk explosives truck». Mining Magazine.
— SWANSON ENGINEERING INC.: «Blasthole Dewatering - Cuts Costs».
— UNION ESPAÑOLA DE EXPLOSIVOS; «Tendencias Actuales en el Almacenamiento, Transporte y Carga Mecanizada de Explosivos en la Minería a Cielo Abierto». Jornadas Técnicas. UEE.
— VME-NITRO CONSULT, INC.: «Pneumatic Cartridge Charging».
— YETTER, A., and MALO, R.: «The Evolution of Loading 4,5 Inch Diameter Upholes at Kidd Creek No. 1 Mine». SEE, 1984.

Capítulo 16

MECANISMOS DE ROTURA DE LA ROCA

1. INTRODUCCION

Durante la detonación de una carga de explosivo en el interior de la roca, las condiciones de solicitación que se presentan están caracterizadas por dos fases de acción:

1.ª fase: Se produce un fuerte impacto debido a la onda de choque, vinculada a la Energía de Tensión, durante un corto espacio de tiempo.

2.ª fase: Actúan los gases producidos detrás de la zona de reacción que a alta presión y temperatura son portadores de la Energía Termodinámica o de Burbuja.

Desde la década de los años 50, se han desarrollado diversas teorías para explicar el comportamiento de las rocas bajo los efectos de una explosión, siendo aún hoy uno de los problemas a resolver y definir en la tecnología de aplicación de los explosivos al arranque. Prescindiendo de un análisis detallado de cada una de esas teorías, se describen seguidamente los distintos mecanismos de rotura de la roca identificados en las voladuras en el estado actual de conocimiento.

2. MECANISMOS DE ROTURA DE LA ROCA

En la fragmentación de materiales rocosos con explosivos intervienen, al menos, ocho mecanismos de rotura, con mayor o menor responsabilidad, pero partícipes todos en los resultados de las voladuras.

2.1. Trituración de la roca

En los primeros instantes de la detonación, la presión en el frente de la onda de choque que se expande de forma cilíndrica alcanza valores que superan ampliamente la resistencia dinámica a compresión de la roca provocando la destrucción de su estructura intercristalina e intergranular.

El tamaño del anillo de roca triturada aumenta con la presión de detonación del explosivo y con el acoplamiento de la carga a las paredes del barreno. Según Duvall y Atchison (1957) con explosivos de alta potencia y en rocas porosas puede llegar a tener un radio de hasta 8 D, pero lo normal es que oscile entre 2 y 4 D.

En la Fig. 16.1, se muestra la variación de las tensiones de compresión generadas por dos cargas de explosivo acopladas. La trituración de la roca se produce a una presión de 4 GPa, por lo que la curva (A) del explosivo que produce en la pared del barreno una tensión de 7 GPa tiene un gradiente de caída muy acusado, debido al gran aumento de superficie específica que tiene lugar durante la pulverización de la roca. Como el explosivo (B) no aumenta la superficie específica por trituración, presenta una pendiente de caída de tensión más atenuada que el (A).

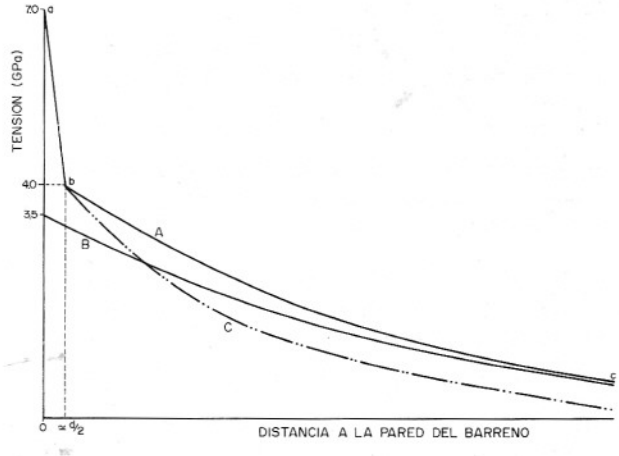


Figura 16.1. *Variación de la tensión de pico con la distancia a la pared del barreno (Hagan).*

Según Hagan (1977) este mecanismo de rotura consume casi el 30 % de la energía que transporta la onda de choque, colaborando en la fragmentación de la roca con un volumen muy pequeño, del orden del 0,1 % del volumen total que corresponde al arranque normal de un barreno. No hay pues, ningún incentivo para utilizar explosivos potentes que generen tensiones en la roca de las paredes de los barrenos muy elevadas, de ahí que en algunos casos se aconseje el desacoplamiento

de las cargas y el aumento de la «EB» a costa de la «ET».

2.2. Agrietamiento radial

Durante la propagación de la onda de choque, la roca circundante al barreno es sometida a una intensa compresión radial que induce componentes de tracción en los planos tangenciales del frente de dicha onda. Cuando las tensiones superan la resistencia dinámica a tracción de la roca se inicia la formación de una densa zona de grietas radiales alrededor de la zona triturada que rodea al barreno.

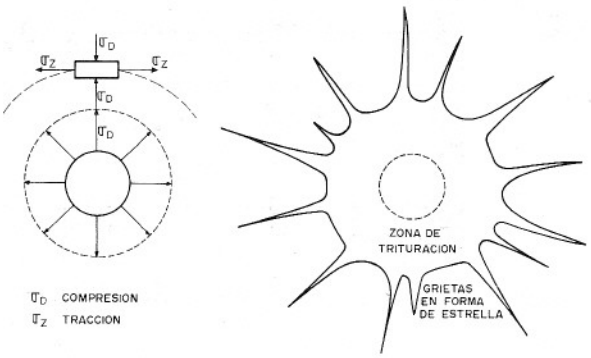


Figura 16.2. *Agrietamiento radial.*

El número y longitud de esas grietas radiales aumenta con:

1. La intensidad de la onda de choque en la pared del barreno o en el límite exterior del anillo de roca triturada, y
2. La disminución de la resistencia dinámica a tracción de la roca y el factor de atenuación de la Energía de Tensión.

Detrás de esa zona interior de intenso agrietamiento, algunas fracturas progresan de forma importante distribuidas aleatoriamente alrededor del barreno. La velocidad de propagación de las grietas es de 0,15 a 0,40 veces la de la onda de choque, aunque las primeras microfisuras se desarrollan en un tiempo muy pequeño del orden de 2 ms.

Cuando la roca presenta fracturas naturales la extensión de las grietas guarda una estrecha relación con éstas. Si las columnas de explosivo son intersectadas longitudinalmente por fracturas existentes, éstas se abrirán por efecto de la onda de choque y se limitará el desarrollo de las grietas radiales en otras direcciones. Las fracturas paralelas a los barrenos pero a alguna distancia de éstos, interrumpirán la propagación de las grietas radiales. Fig. 16.3.

2.3. Reflexión de la onda de choque

Cuando la onda de choque alcanza una superficie

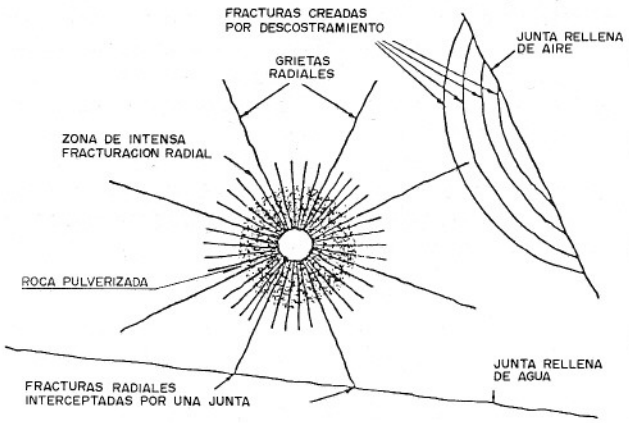


Figura 16.3. *Agrietamiento radial y rotura por reflexión de la onda de choque.*

libre se generan dos ondas, una de tracción y otra de cizallamiento. Esto sucederá cuando las grietas radiales no se hayan propagado más que una distancia equivalente a un tercio de la que existe desde la carga a esa superficie libre. Aunque la magnitud relativa de las energías asociadas a las dos ondas dependen del ángulo de incidencia de la onda de choque primaria, la fracturación es causada generalmente por la onda de tracción reflejada. Si las tensiones de tracción superan la resistencia dinámica de la roca se producirá hacia el interior el fenómeno conocido por descostramiento o «spalling». En las rocas las resistencias a tracción alcanzan valores entre un 5 y un 15 % de las resistencias a compresión.

El frente de la onda reflejada es más convexo que el de la onda incidente, por lo que el índice de dispersión de la energía de la onda de tracción es mucho mayor cuando la superficie es cilíndrica, como la del barreno central de un cuele, que cuando se dispone de un plano como sucede en una voladura.

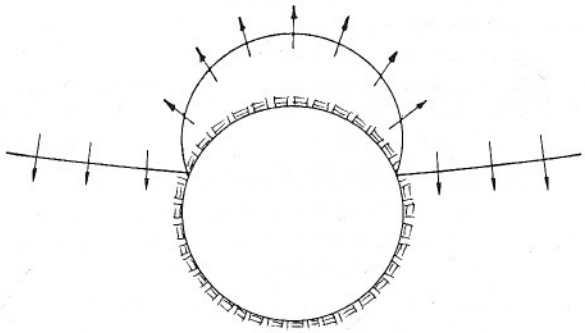


Figura 16.4. *Reflexión de una onda sobre una cavidad cilíndrica.*

Este mecanismo contribuye relativamente poco al proceso global de fragmentación, estimándose que la carga de explosivo necesaria para producir la rotura de la roca por la acción exclusiva de la reflexión de la onda de choque sería ocho veces mayor que la carga nor-

mal. Sin embargo, en las discontinuidades internas del macizo rocoso que están próximas a la carga, esto es a distancias menores de «15D», y no se encuentran rellenas con material de meteorización, el efecto de esta reflexión de las ondas es mucho más significativo por la diferencia de impedancias.

En la excavación de rampas inclinadas o pozos con voladuras debe comprobarse que los barrenos vacíos no estén llenos de agua con el fin de aprovechar los efectos de este mecanismo de rotura.

2.4. Extensión y apertura de las grietas radiales

Después del paso de la onda de choque, la presión de los gases provoca un campo de tensiones cuasi-estático alrededor del barreno. Durante o después de la formación de las grietas radiales por la componente tangencial de tracción de la onda, los gases comienzan a expandirse y penetrar en las fracturas. Las grietas radiales se prolongan bajo la influencia de la concentración de tensiones en los extremos de las mismas. El número y longitud de las grietas abiertas y desarrolladas depende fuertemente de la presión de los gases, por lo que un escape prematuro de éstos por un retacado insuficiente o por la presencia de alguna zona débil del frente libre puede conducir a un menor aprovechamiento de la energía del explosivo.

2.5. Fracturación por liberación de carga

Antes de que la onda de choque alcance el frente libre efectivo, la energía total transferida a la roca por la compresión inicial varía entre el 60 y el 70% de la energía de la voladura (Cook et al 1966). Después del paso de la onda de compresión, se produce un estado de equilibrio cuasi-estático seguido de una caída súbita de presión en el barreno, debida al escape de los gases a través del retacado, de las fracturas radiales y al desplazamiento de la roca. La Energía de Tensión almacenada se libera muy rápidamente, generándose solicitaciones de tracción y cizallamiento que provocan la rotura del macizo. Esto afecta a un gran volumen de roca, no sólo por delante de los barrenos, sino incluso por detrás de la línea de corte de la voladura, habiéndose llegado a identificar daños a distancias de varias decenas de metros. Fig. 16.5.

2.6. Fracturación por cizallamiento

En formaciones rocosas sedimentarias cuando los estratos presentan distintos módulos de elasticidad o parámetros geomecánicos, se produce la rotura en los planos de separación al paso de la onda de choque por las tensiones diferenciales o cortantes en dichos puntos. Fig. 16.6.

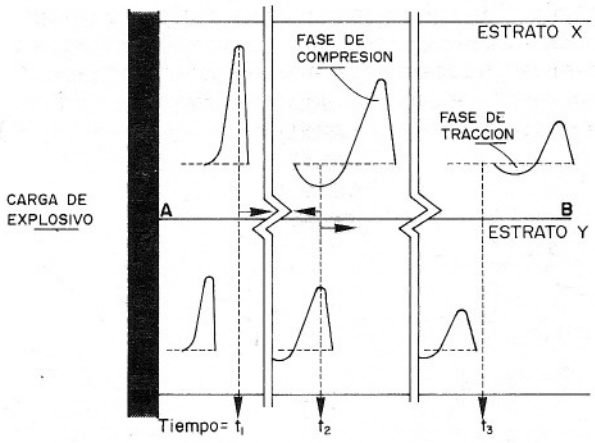


Figura 16.6. *Fracturación por cizallamiento (Hagan).*

2.7. Rotura por flexión

Durante y después de los mecanismos de agrietamiento radial y descostramiento, la presión ejercida por los gases de explosión sobre el material situado frente a la columna de explosivo hace que la roca actúe como una viga doblemente empotrada en el fondo del barreno y en la zona del retacado, produciéndose la deformación y el agrietamiento de la misma por los fenómenos de flexión. Fig. 16.7.

2.8. Rotura por colisión

Los fragmentos de roca creados por los mecanismos anteriores y acelerados por los gases son proyectados hacia la superficie libre, colisionando entre sí y dando lugar a una fragmentación adicional, que se ha puesto de manifiesto en estudios con fotografías ultrarrápidas (Hino, 1959; Petkof, 1961).

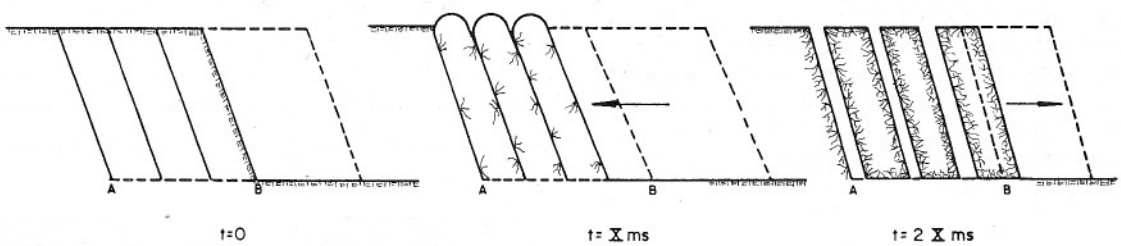


Figura 16.5. *Fracturación por liberación de carga.*

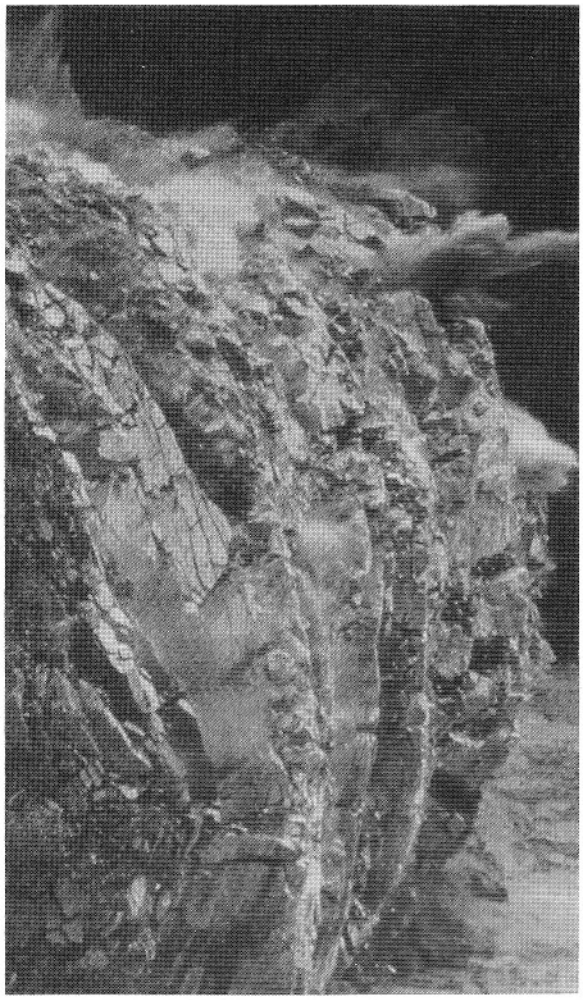


Foto 16.1. *Rotura de la roca por flexión (Nitro Nobel).*

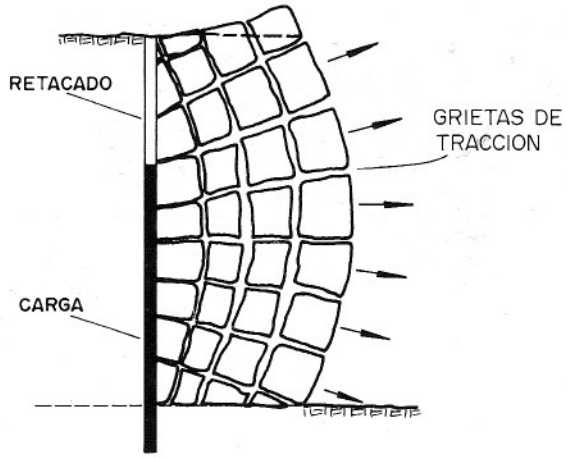


Figura 16.7. *Mecanismo de rotura por flexión.*

3. TRANSMISION DE LA ONDA DE CHOQUE EN UN MEDIO ROCOSO

Como se ha visto anteriormente, la Presión de Detonación puede expresarse de forma simplificada por:

$$PD = \frac{\rho_e \times VD^2}{4}$$

PD = Presión de detonación (kPa).

ρ_e = Densidad del explosivo (g/cm^3).

VD = Velocidad de detonación (m/s).

La máxima Presión Transmitida a la roca equivale a:

$$PT_m = \frac{2}{1 + n_z} PD$$

donde «n_z» es la relación entre la impedancia del explosivo y la de la roca:

$$n_z = \frac{\rho_e \times VD}{\rho_r \times VC}$$

siendo:

VC = Velocidad de propagación de las ondas en el medio rocoso (m/s).

ρ_r = Densidad de la roca (g/cm^3).

Esto significa que la onda explosiva se transmite tanto mejor a la roca cuanto más se acerca la impedancia del explosivo a la de la roca, dado que «n_z» tenderá hacia 1 mientras que «PT» lo hará simultáneamente hacia «PD». La presión de la onda en la roca decrece con una ley exponencial, de modo que la tensión radial generada a una determinada distancia será:

$$\sigma_i = PB \times \left[\frac{r_b}{DS}\right]^x$$

donde:

σ_i = Tensión radial de compresión.

PB = Presión en la pared del barreno.

r_b = Radio del barreno.

DS = Distancia desde el centro del barreno al punto de estudio.

x = Exponente de la ley de amortiguación, que para cargas cilíndricas se aproxima a 2.

Si la onda en su camino encuentra materiales diversos, con impedancias diferentes, y en correspondencia con superficies de separación que pueden estar en contacto o separadas por aire o agua, la

transmisión de la onda de choque estará gobernada por la relación de impedancias de los distintos tipos de roca, pudiendo parcialmente transmitirse y al mismo tiempo reflejarse en función de dicha relación.

Cuando las impedancias de los medios son iguales ($\rho_{r2} \times VC_2 = \rho_{r1} \times VC_1$) gran parte de la energía se transmitirá y el resto se reflejará, llegándose a una situación límite cuando ($\rho_{r2} \times VC_2 \ll \rho_{r1} \times VC_1$), como, por ejemplo, entre roca y aire, donde se reflejará casi la totalidad de la energía transportada por la onda de compresión en forma de tensión de tracción, pudiendo adquirir especial importancia en el proceso de rotura de la roca.

Lo indicado es válido tanto para las presiones de las ondas como para las energías transmitidas. Si la relación de impedancias características de los dos medios es:

$$n'_z = \frac{\rho_{r1} \times VC_1}{\rho_{r2} \times VC_2}$$

se tendrá

$$PT = 2 \frac{PI}{(1 + n'_z)}$$

$$PR = PI \frac{(1 - n'_z)}{(1 + n'_z)}$$

donde:

PI = Presión de la onda incidente.
PT = Presión de la onda transmitida.
PR = Presión de la onda reflejada.

4. RENDIMIENTO ENERGETICO DE LAS VOLADURAS

La acción de los explosivos sobre las rocas es pues la resultante de un conjunto de acciones elementales, que actúan escalonadamente y en ocasiones de forma simultánea en pocos milisegundos, asociadas a los efectos de la onda de choque que transporta la «Energía de Tensión» y a los efectos de los gases de explosión o «Energía de Burbuja». Fig. 16.8.

La energía total desarrollada por el explosivo y medida por el método propuesto por Cole, puede expresarse entonces como la suma de esas dos componentes.

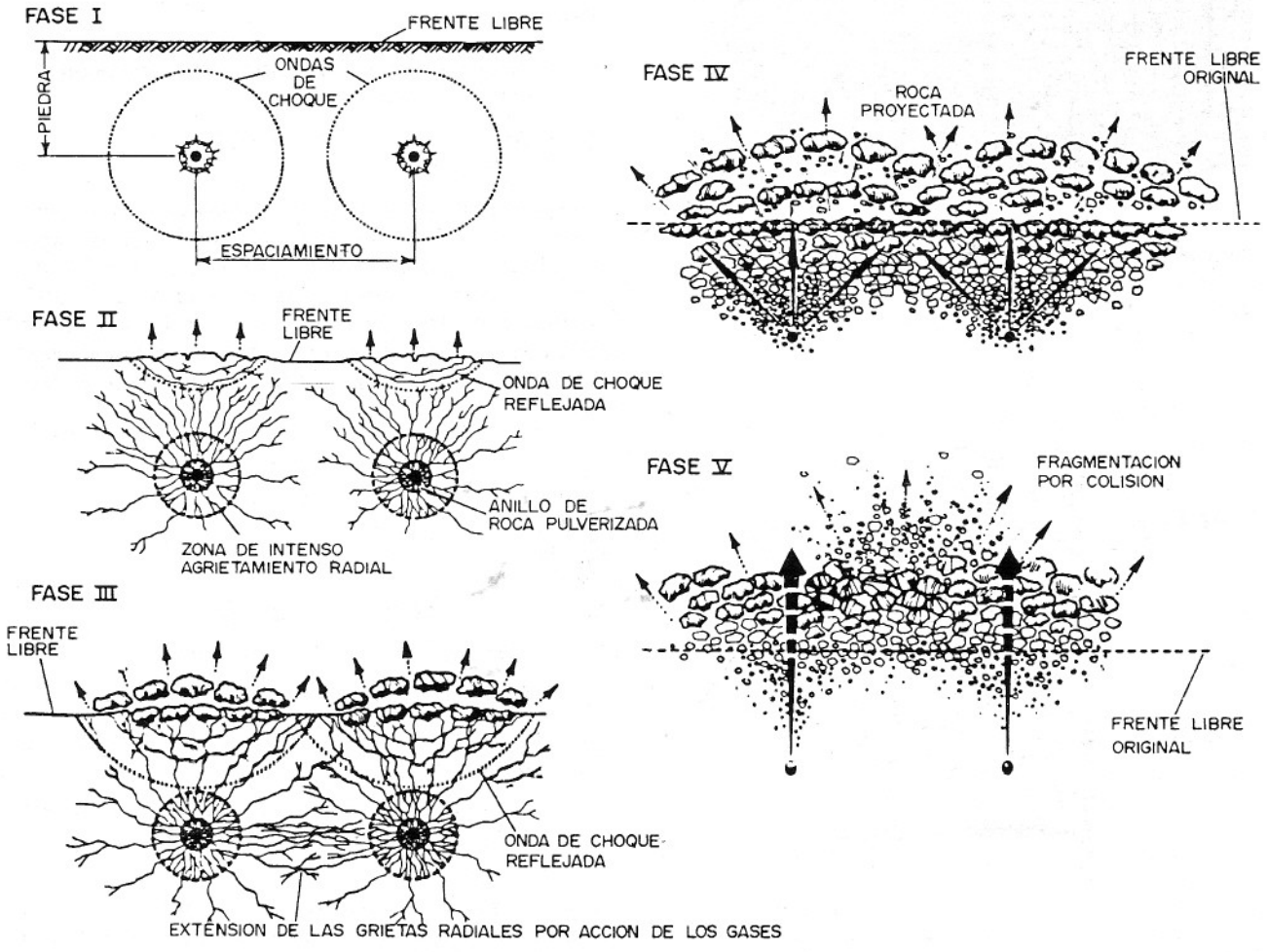
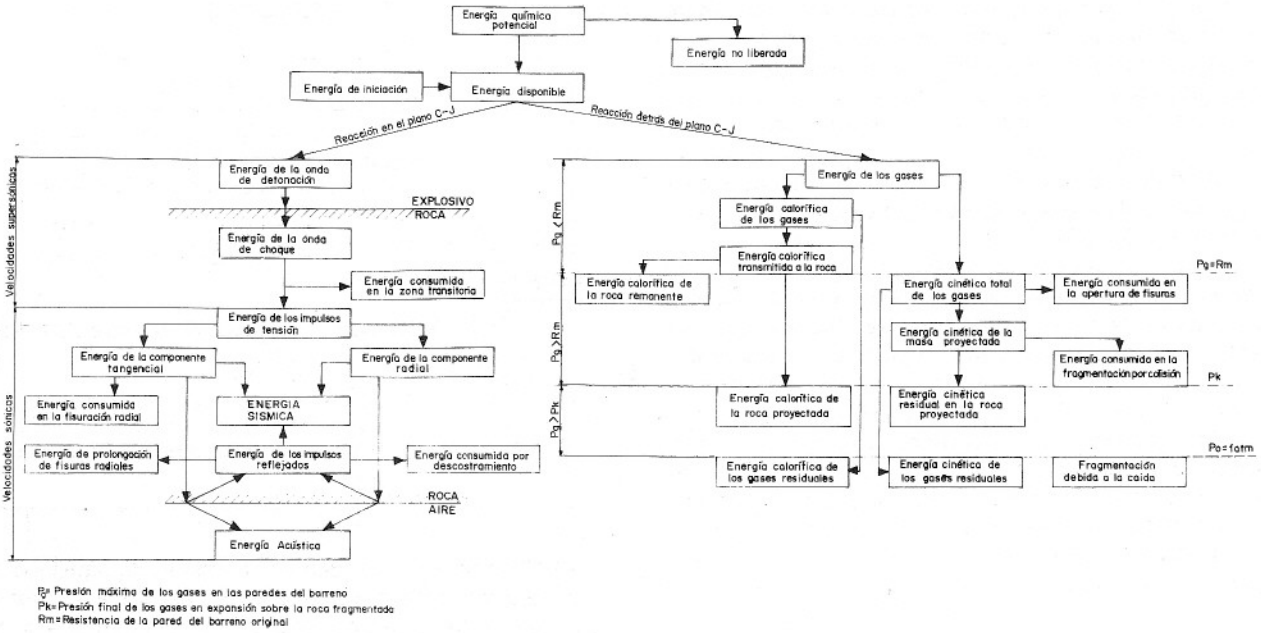


Figura 16.8. *Resumen de mecanismos de rotura.*



Pg= Presión máxima de los gases en las paredes del barreno
Pk= Presión final de los gases en expansión sobre la roca fragmentada
Rm= Resistencia de la pared del barreno original

Figura 16.9. *Modelo de distribución de la energía del explosivo en una voladura.*

$$ETD = ET + EB$$

donde:

$$ET = \frac{K_1}{Q} \int P^2 \times dt \ (cal/g)$$

$$EB = \frac{K_2}{Q} \times T_e^{\ 3} \ (cal/g)$$

Estimaciones efectuadas por Hagan (1977) han puesto de manifiesto que solamente un 15% de la energía total generada en la voladura es aprovechada como trabajo útil en los mecanismos de fragmentación y desplazamiento de la roca.

Raschеff y Goemans (1977) han establecido un modelo teórico de reparto de energía, tal como se representa en la Fig. 16.9, a partir de ensayos sobre bloques cúbicos de roca sumergidos en piscinas. Estos investigadores afirman que aproximadamente el 53% de la energía del explosivo va asociada a la onda de choque. Este valor depende de las condiciones de experimentación y pueden encontrarse resultados muy dispares que van desde el 5% al 50% de la energía total, según los distintos tipos de roca que se desean fragmentar y la clase de explosivo empleado.

Así, en una roca dura, la Energía de Tensión de un explosivo rompedor es más importante en la fragmentación que la Energía de Burbuja, sucediendo lo contrario en las formaciones blandas, porosas o fisuradas y los explosivos de baja densidad.

De los ensayos efectuados por Raścheff y Goemans, se resume en la Tabla 16.1 el reparto de la energía de la onda de choque:

TABLA 16.1. REPARTO DE LA ENERGIA DE LA ONDA DE CHOQUE

	BLOQUE DE GRANITO CON CONFINAMIENTO INFINITO	VOLADURA CONVENCIONAL DE GRANITO EN BANCO	BLOQUE DE GRANITO SUMERGIDO EN AGUA
Pulverización	15%	15%	15%
Fisuración radial primaria	3%	3%	2%
Prolongación de fisuras	0%	16%	39%
Energía transmitida	82%	34%	22%
Energía aprovechada	18%	34%	56%

Puede observarse que en las voladuras convencionales en banco una gran parte de la energía de la onda de choque se transforma en energía sísmica que da lugar a las vibraciones del terreno a la cual se sumará parte de la energía de los gases.

Los datos expuestos concuerdan bastante bien con los obtenidos por otros investigadores como Mancini y Occella.

No debe olvidarse, que para conseguir unos resultados óptimos en las voladuras es preciso no sólo fragmentar la roca sino esponjarla y desplazarla una determinada distancia, por lo que los gases juegan también en las últimas etapas un papel decisivo.

Lownds (1986) ha descrito, también, el reparto de la energía del explosivo en el proceso de voladura de las rocas, utilizando un modelo simplificado de interacción roca-explosivo. El distribuye la energía en zonas diferentes relacionadas con la curva Presión-Volumen de los gases producidos en la explosión. Fig. 16.10.

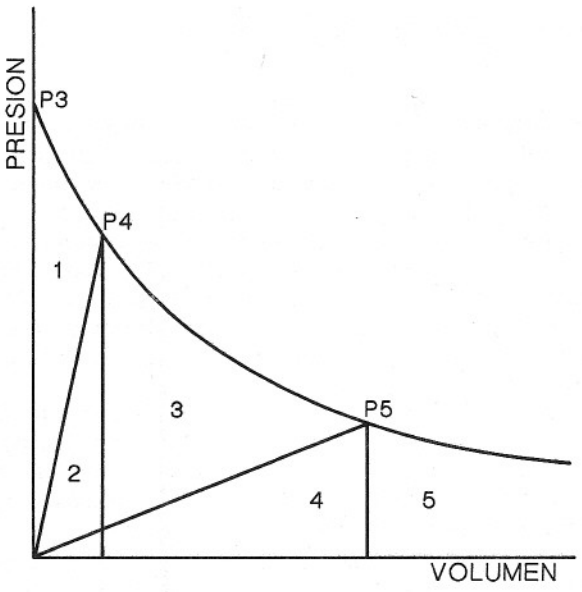


Figura 16.10. *Diagrama P-V de los gases de explosión, mostrando la distribución de la energía en la voladura.*

Las energías asociadas con las diferentes zonas mostradas en la figura anterior son las que se indican en la Tabla 16.2.

Inmediatamente después de la detonación del explosivo en el barreno, los gases a alta presión en el estado inicial o de explosión P3 transmiten un impacto u onda de choque a la roca. Las tensiones producidas por esta onda, en la roca próxima al barreno, son superiores a la resistencia dinámica a compresión y a tracción de la roca. Se produce una trituración y una compresión de la roca alrededor del barreno, dependiendo de la presión de explosión y la resistencia y tenacidad de la roca. Como la roca es triturada y comprimida el volumen del barreno aumenta con una disminución correspondiente de la presión, hasta que la tensión en la roca se equilibra con la presión. Esto se muestra en la curva de la Fig. 16.10 como P4, y se denomina estado de equilibrio. El trabajo realizado por el explosivo durante la expansión es llamado energía de rotura, y consiste en la energía de tensión almacenada en la roca (Zona 2) y la energía cinética de la onda de choque (Zona 1). En el proceso de voladura la energía de tensión cinética se pierde esencialmente como trabajo útil y se manifiesta como roca triturada en la proximidad inmediata del barreno y ondas sísmicas propagadas en el terreno.

TABLA 16.2

ZONA	ENERGIA
1	Componente cinética de la energía de choque o tensión
2	Componente de tensión de la energía de choque.
1+2	Energía rompedora.
3+4	Energía liberada durante la propagación de las grietas.
2+3	Energía de fragmentación.
4	Energía de tensión en la roca en el instante de escape de los gases.
1+2+3+4	Energía de voladura
5	Energía de proyección y pérdida de energía en el escape de los gases.
1+2+3+4+5	Energía total disponible o valor de potencia absoluta.

Las tensiones en la roca son el resultado de la presión de barreno residual P4 que causa las fracturas. Los gases de explosión penetran en las grietas existentes entre el barreno y el frente libre, haciendo un trabajo útil de prolongación de las mismas que colaboran en la fragmentación y contribuyen a la proyección. Este proceso termina más o menos, básicamente, cuando los gases alcanzan el frente libre. La presión de los gases en el momento de escape se muestra como P5 en la Fig. 16.10. En este instante la roca delante del barreno es comprimida por los gases existentes en las grietas con una energía de tensión almacenada en la roca (Zona 4). Esta energía es considerada como insignificante en la fragmentación y proyección de la roca.

Las energías de las Zonas 2 y 3 son las más útiles en la voladura de las rocas y es llamada Energía de Fragmentación.

Parte de la energía de los gases en el momento de escape (Zona 5) desplaza la roca, y es llamada Energía de Proyección. Sin embargo, el resto de la energía de la Zona 5, al escapar los gases, es perdida como calor y ruido.

Aunque este método de distribución de energía simplifica el proceso de la voladura aporta una valiosa percepción de a dónde va la energía durante las diferentes fases del proceso. También proporciona una comparación aproximada de la magnitud de las diferentes fracciones de energía utilizadas en las diversas fases de las voladuras cuando los gases de explosión se expanden desde la presión inicial en el barreno a la presión atmosférica.

No toda la energía disponible es útil en la fragmentación y proyección de la roca. Es, pues, posible mejorar la eficiencia del proceso de voladura, utilizando explosivos ideales o no ideales diseñados para minimizar las pérdidas de energía.

Capítulo 17

PROPIEDADES DE LAS ROCAS Y DE LOS MACIZOS ROCOSOS Y SU INFLUENCIA EN LOS RESULTADOS DE LAS VOLADURAS

1. INTRODUCCION

Los materiales que constituyen los macizos rocosos poseen ciertas características físicas que son función de su origen y de los procesos geológicos posteriores que sobre ellos han actuado. El conjunto de estos fenómenos conduce en un determinado entorno, a una litología particular con unas heterogeneidades debidas a los agregados minerales policristalinos y a las discontinuidades de la matriz rocosa (poros y fisuras); y a una estructura geológica en un estado tensional característico, con un gran número de discontinuidades estructurales (planos de estratificación, fracturas, diaclasas, juntas, etc.).

2. PROPIEDADES DE LAS ROCAS

2.1. Densidad

Las densidades y resistencias de las rocas presentan normalmente una buena correlación. En general, las rocas de baja densidad se deforman y rompen con facilidad, requiriendo un factor de energía relativamente bajo mientras que las rocas densas precisan una mayor cantidad de energía para lograr una fragmentación satisfactoria, así como un buen desplazamiento y esponjamiento.

En rocas con alta densidad para que el impulso impartido a la roca por la acción de los gases sea el adecuado, deberán tomarse las siguientes medidas:

— Aumentar el diámetro de perforación para elevar así la presión de barreno, $PB = k \times VD^2$, donde «VD» es la velocidad de detonación del explosivo.
— Reducir el esquema y modificar la secuencia de encendido.
— Mejorar la efectividad del retacado con el fin de aumentar el tiempo de actuación de los gases y hacer que éstos escapen por el frente libre y no por el retacado.
— Utilizar explosivos con una alta Energía de Burbuja «EB» .

2.2. Resistencias dinámicas de las rocas

Las resistencias estáticas a compresión y a tracción se utilizaron en un principio como parámetros indicativos de la aptitud de la roca a la voladura. Así, se definió el Indice de Volabilidad (Hino, 1959) como la relación «RC/RT» de modo que a un mayor valor resultaría más fácil fragmentar el material.

El tratamiento racional de los problemas reales obliga a considerar las resistencias dinámicas, ya que éstas aumentan con el índice de carga (Rinehart, 1958; Persson et al, 1970) pudiendo llegar a alcanzar valores entre 5 y 13 veces superiores a las estáticas.

Cuando la intensidad de la onda de choque supera a la resistencia dinámica a la compresión «RC'» se produce una trituración de la roca circundante a las paredes del barreno por colapso de la estructura intercristalina. Pero esta trituración contribuye muy poco a la fragmentación y provoca una fuerte disminución de la energía de tensión.

Por ello, se recomienda:

— Seleccionar explosivos que desarrollen en las paredes del barreno tensiones inferiores o iguales a «RC'».
— Provocar una variación de la curva Presión-Tiempo (P-t), por desacoplamiento de la carga dentro de barreno.

Estos puntos tienen su máxima expresión en el diseño de voladuras perimetrales o de contorno.

El consumo específico de explosivo requerido en las voladuras en banco puede correlacionarse con la resistencia a compresión, tal como se indica en la Tabla 17.1 (Kutuzov, 1979).

2.3. Porosidad

Existen dos tipos de porosidad: la intergranular o de formación y la de disolución o post-formación.

La primera, cuya distribución en el macizo puede considerarse uniforme, provoca dos efectos:

— Atenuación de la energía de la onda de choque.
— Reducción de la resistencia dinámica a la com

TABLA 17.1. CLASIFICACION DE LAS ROCAS SEGUN SU FACILIDAD A LA FRAGMENTACION CON EXPLOSIVOS EN MINAS A CIELO ABIERTO

CONSUMO ESPECIFICO DE EXPLOSIVO		DISTANCIA MEDIA ENTRE FRACTURAS NATURALES EN EL MACIZO (m)	RESISTENCIA DE LA ROCA A COMPRESION SIMPLE (MPa)	DENSIDAD DE LA ROCA (t/m³)
LIMITES DE CLASES (kg/m³)	VALOR MEDIO (kg/m³)			
0,12-0,18	0,150	< 0,10	10-30	1,40-1,80
0,18-0,27	0,225	0,10-0,25	20-45	1,75-2,35
0,27-0,38	0,320	0,20-0,50	30-65	2,25-2,55
0,38-0,52	0,450	0,45-0,75	50-90	2,50-2,80
0,52-0,68	0,600	0,70-1,00	70-120	2,75-2,90
0,68-0,88	0,780	0,95-1,25	110-160	2,85-3,00
0,88-1,10	0,990	1,20-1,50	145-205	2,95-3,20
1,10-1,37	1,235	1,45-1,70	195-250	3,15-3,40
1,37-1,68	1,525	1,65-1,90	235-300	3,35-3,60
1,68-2,03	1,855	> 1,85	> 285	> 3,55

presión y, consecuentemente, incremento de la trituración y porcentaje de finos.

El trabajo de fragmentación de rocas muy porosas se realiza, casi en su totalidad, por la energía de burbuja, por lo que deberán observarse las siguientes recomendaciones:

— Utilizar explosivos con una relación «EB/ET» elevada, como por ejemplo el ANFO.
— Incrementar la «EB» a costa de la «ET», mediante el desacoplamiento de las cargas y los sistemas de iniciación.
— Retener los gases de voladuras a alta presión con un dimensionamiento adecuado de la longitud y tipo de retacado.
— Con varios frentes libres, mantener dimensiones iguales de la piedra en cada barreno.

La porosidad de post-formación es la causada por los huecos y cavidades que resultan de la disolución del material rocoso por las aguas subterráneas (karstificación). Los espacios vacíos son mucho mayores y su distribución es menos uniforme que la de la porosidad intergranular.

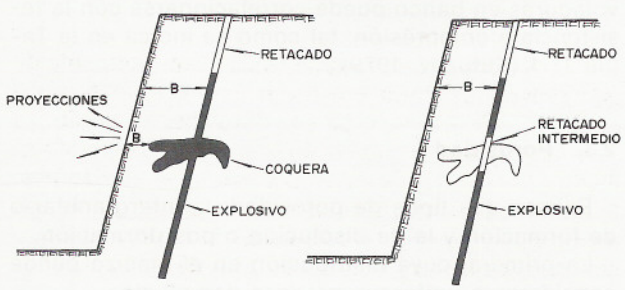


Figura 17.1. *Ejecución correcta de la carga de un explosivo a granel en un terreno con coqueras.*

También en las rocas de origen volcánico es frecuente encontrar un gran número de oquedades formadas durante su consolidación.

Las cavidades intersectadas por los barrenos no sólo dificultan la perforación con la pérdida de varillaje y atranques, sino incluso la eficiencia de la voladura, especialmente cuando se utilizan explosivos a granel y bombeables. Fig. 17.1.

Si los barrenos no intersectan a las cavidades, el rendimiento de la voladura también disminuye por:

— La prematura terminación de las grietas radiales al ser interrumpidas en su propagación por los huecos existentes.
— La rápida caída de la presión de los gases al intercomunicarse el barreno con las cavidades. Y por ello, el frenado de la apertura de grietas radiales al escapar los gases hacia los espacios vacíos.

2.4. Fricción interna

Como las rocas no constituyen un medio elástico, parte de la energía de la onda de tensión que se propaga a través de él se convierte en calor por diversos mecanismos. Estos mecanismos son conocidos por «fricción interna» o «capacidad de amortización específica-SDC», que miden la disponibilidad de las rocas para atenuar la onda de tensión generada por la detonación del explosivo. La «SDC» varía considerablemente con el tipo de roca: desde valores de 0,02-0,06 para los granitos (Windes, 1950; Blair, 1956) hasta los de 0,07-0,33 para areniscas. La SDC aumenta con la porosidad, la permeabilidad, las juntas y el contenido en agua de la roca. También aumenta considerablemente con los niveles meteorizados en función de su espesor y alteración.

La intensidad de la fracturación debida a la onda de tensión aumenta conforme disminuye la SDC. Así por

ejemplo, los explosivos tipo hidrogeles son más efectivos en formaciones duras y cristalinas que en los materiales blandos y descompuestos (Cook, 1961; Lang 1966). Por el contrario, en éstos últimos, el ANFO es más adecuado a pesar de su menor energía de tensión.

2.5. Conductividad

Las fugas o derivaciones de corriente pueden ocurrir cuando los detonadores se colocan dentro de los barrenos en rocas de cierta conductividad, como por ejemplo los sulfuros complejos, magnetitas, etc., especialmente cuando las rocas son abrasivas y existe agua en el entorno de la pega. Las medidas que deben tomarse para evitar estos problemas son:

— Verificar que los cables de los detonadores disponen del aislamiento plástico en buen estado, y
— Que todas las conexiones del circuito están debidamente aisladas y protegidas. Para ello, se recomienda emplear conectadores rápidos.

El fallo de alguno de los detonadores puede afectar considerablemente a los resultados obtenidos en las voladuras.

2.6. La composición de la roca y las explosiones secundarias de polvo

Las explosiones secundarias de polvo suelen producirse en minas de carbón y también de sulfuros metálicos, en áreas con alto contenido en pirita, y son cada día más frecuentes por la utilización de barrenos de gran diámetro.

Las primeras cargas que se disparan en una voladura crean por un lado, una alta cantidad de finos que son lanzados a la atmósfera y por otro, remueven con la onda aérea y las vibraciones inducidas el polvo depositado en los hastiales y el piso del hueco de la excavación. Si la energía de los gases de las últimas cargas es suficientemente elevada para la concentración de polvo alcanzada, puede llegar a producir explosiones secundarias de efectos devastadores importantes para las instalaciones de ventilación, puertas de regulación, equipos móviles, etc.

La probabilidad de que se produzcan explosiones secundarias de polvo puede minimizarse tomando algunas de las siguientes medidas:

— Suprimir el uso de explosivos aluminizados, ya que las partículas de Al_2O_3 a alta temperatura en los productos de detonación son centros potenciales de ignición.
— Seleccionar un explosivo y una geometría de los barrenos del cuele que produzcan material relativamente grueso.
— Retacar los barrenos con arena del exterior, tacos de arcilla o ampollas de agua.
— Crear una nube de polvo de caliza u otro inhibidor por delante del frente haciendo estallar un saco con dicho material mediante un detonador que se dispara unos milisegundos antes que la voladura.
— Lavar frecuentemente las paredes y pisos de la excavación para eliminar el polvo depositado.
— Disparar las voladuras después de proceder a la evacuación completa del personal de las minas.

3. PROPIEDADES DE LOS MACIZOS ROCOSOS

3.1. Litología

Las voladuras en zonas donde se produce un cambio litológico brusco, por ejemplo estéril y mineral, y consecuentemente una variación de las propiedades resistentes de las rocas obliga a una reconsideración del diseño, pudiendo seguirse dos caminos:

a) Esquemas iguales para los dos tipos de roca y variación de las cargas unitarias.
b) Esquemas distintos pero con igual carga por barreno. Esta disposición suele adoptarse manteniendo igual la dimensión de la piedra Fig. 17.2, ya que la introducción de un esquema «Sx B» distinto en cada zona entrañaría una mayor complejidad de perforación y un escalonamiento del nuevo frente creado.

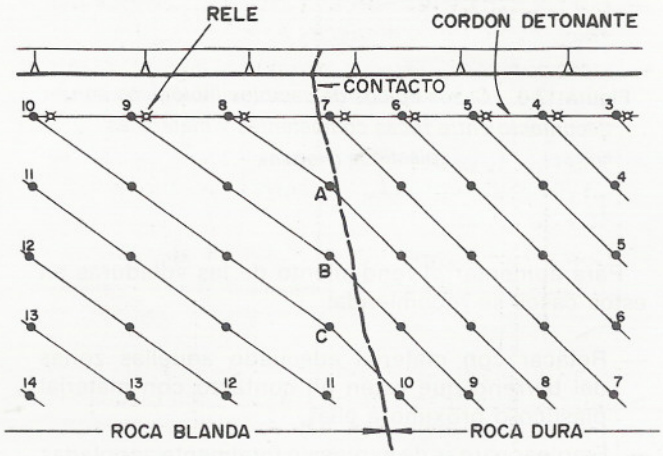


Figura 17.2. *Cambio de esquema recomendado.* $B = B'$ $S \neq S'$.

Los yacimientos estratiformes semihorizontales que presentan algún horizonte muy resistente pueden conducir a un tipo de voladuras particular en las que las cargas se alojen en los barrenos perfectamente confinadas a la altura de tales horizontes. También es aconsejable que la localización de los multiplicadores en las columnas de explosivo coincida con los niveles más duros a fin de aprovechar al máximo la energía de tensión desarrollada.

Cuando se encuentran en contacto dos materiales de características resistentes muy diferentes, como por ejemplo una caliza competente en contacto con

arcillas muy plásticas, y si los barrenos atraviesan estas formaciones, tendrá lugar una gran pérdida de energía asociada con la caída de presión y escape de los gases al producirse deformaciones rápidas de dichos materiales blandos y, por consiguiente, se obtendrá una mala fragmentación. Fig. 17.3.

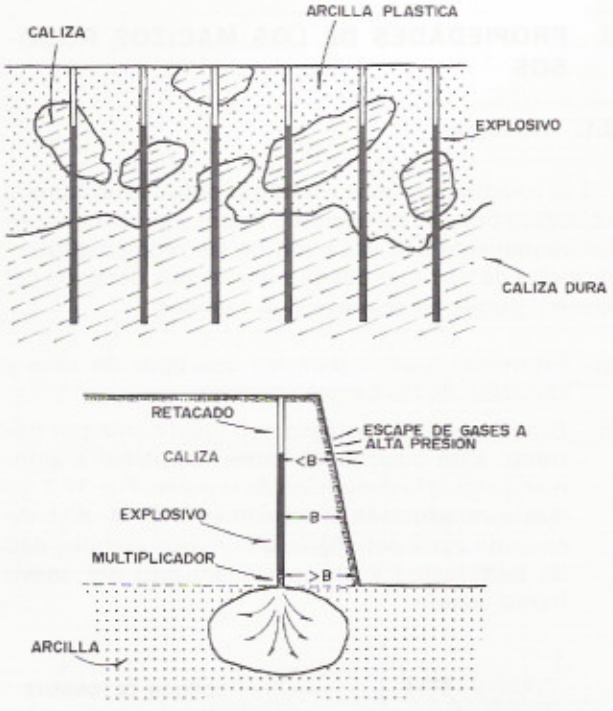


Figura 17.3. *Casos típicos de cambios litológicos con contacto entre rocas competentes y materiales plásticos (Hagan).*

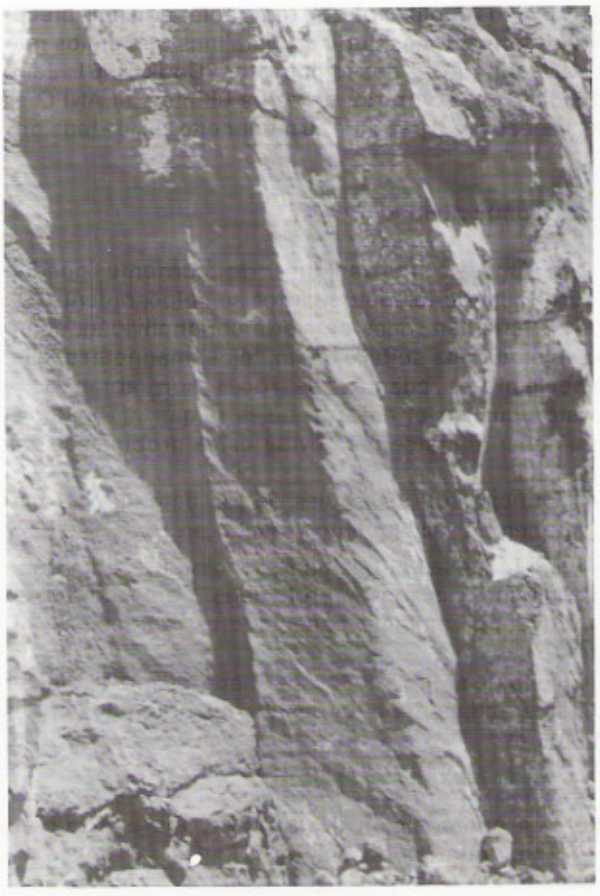


Foto 17.1. *Bloques con geometría columnar en formaciones basálticas.*

Para aumentar el rendimiento de las voladuras en estos casos se recomienda:

— Retacar con material adecuado aquellas zonas del barreno que estén en contacto con material plástico o próximo a ellas.

— Emplear cargas de explosivo totalmente acopladas a la roca competente con una gran velocidad de detonación y una relación de «ET/EB» alta.

— Situar los multiplicadores en el punto medio de la roca dura para incrementar la resultante de la onda de tensión que actúa a ambos lados.

— Evitar el escape prematuro de los gases a la atmósfera asegurando que tanto la longitud de retacado (al menos «20 D») y la dimensión de la piedra son correctas en la parte superior de los barrenos.

3.2. Fracturas preexistentes

Todas las rocas en la naturaleza presentan algún tipo de discontinuidad, microfisuras y macrofisuras, que influyen de manera decisiva en las propiedades físicas y mecánicas de las rocas y, consecuentemente, en los resultados de las voladuras.

Las superficies de discontinuidad pueden ser de distintos tipos: planos de estratificación, planos de laminación y foliación primaria, planos de esquistosidad y pizarrosidad, fracturas y juntas.

Las discontinuidades pueden ser cerradas, abiertas o rellenas, y por ello con diferentes grados de transmisión de la energía del explosivo. Tabla 17.2. Los labios de estas discontinuidades son superficies planas sobre las cuales se reflejan las ondas de choque atenuando y dispersando la energía desarrollada.

La fragmentación está influenciada por el espaciamiento entre barrenos «S», la separación entre juntas «J_s» y el tamaño máximo de bloque admisible «M». En la Tabla 17.3 se indican varias de las combinaciones posibles y su repercución sobre el porcentaje de bolos previsibles.

Otro aspecto del diseño de las voladuras es lo que se entiende por control geoestructural del macizo rocoso, que se refiere a la orientación relativa del frente y dirección de salida de la pega con respecto a la dirección y buzamiento de los estratos. En la Tabla 17.4 se indican los resultados previsibles para los diferentes casos que pueden presentarse, atendiendo a la incli-

TABLA 17.2.

ABSORCION DE LA ENERGIA DE LA ONDA DE TENSION EN LAS FRACTURAS	ABERTURA DE LAS FRACTURAS (mm)	NATURALEZA DE LAS FRACTURAS
1. PEQUEÑA (< 20%)	(A) 0 (B) 0-4,0	(A) Fuertemente cementada. (B) Cementada con un material de impedancia acústica similar a la de la matriz
2. LIGERA (20-40%)	(A) < 0,5 (B) < 4,0	(A) Fracturas rellenas con aire o agua (B) Cementada con un material de impedancia acústica 1,5-2 veces menor que la de la matriz
3. MEDIA (40-80%)	0,5-1,0	Fracturas abiertas rellenas con aire o agua
4. GRANDE (>80%)	(A) 0,1-1,0 (B) 1,0	(A) Fracturas rellenas con material suelto y poroso (B) Fracturas abiertas rellenas de material suelto poroso, aire y agua

TABLA 17.3. COMBINACIONES POSIBLES DE ESPACIAMIENTO ENTRE BARRENOS (S), FRACTURAS (J_s) Y TAMAÑO MAXIMO DE BLOQUE ADMISIBLE (M)

CASO	J_s:S	J_s:M	S:M	FRAGMENTACION SENSIBLE AL CONSUMO ESPECIFICO	% DE BOLOS
1	$J_s > S$	$J_s > M$	$S > M$	SI	Media
2	$J_s > S$	$J_s > M$	$S < M$	SI	Bajo
3	$J_s > S$	$J_s < M$	$S < M$	SI	Bajo
4	$J_s < S$	$J_s > M$	$S > M$	NO	Alto
5	$J_s < S$	$J_s < M$	$S < M$	NO	Bajo
6	$J_s < S$	$J_s < M$	$S > M$	NO	Bajo

nación de las discontinuidades y al ángulo relativo de las direcciones citadas.

Especial cuidado debe prestarse cuando las discontinuidades son subverticales y la dirección de salida es normal a la de éstas, pues es frecuente la sobreexcavación por detrás de la última fila de barrenos y se hace necesaria la perforación inclinada para mantener la dimensión de la piedra en la primera línea de la pega. Fig. 17.4 y Foto 17.3.

Cuando la estratificación o los sistemas de juntas se presentan con un ángulo menor de 30°, se recomienda

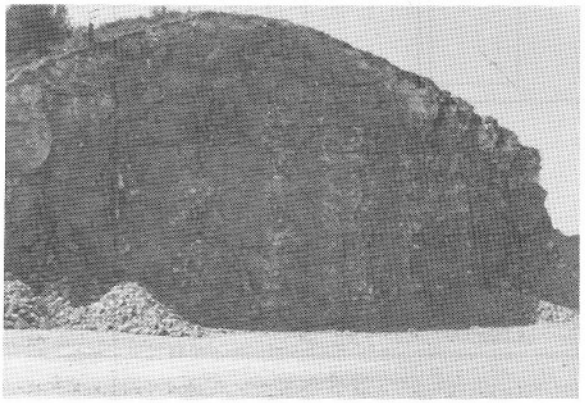


Foto 17.2. *Macizo de caliza intensamente diaclasado.*

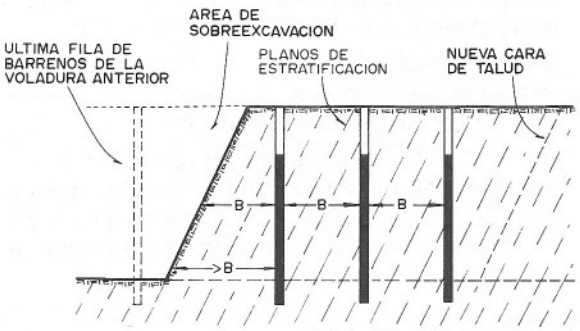
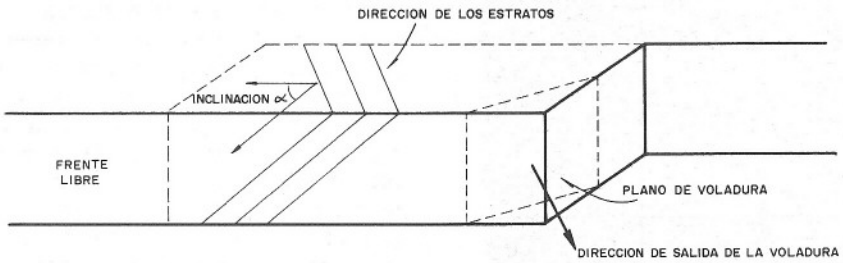
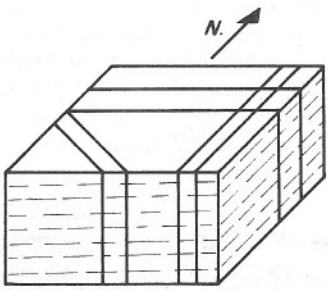
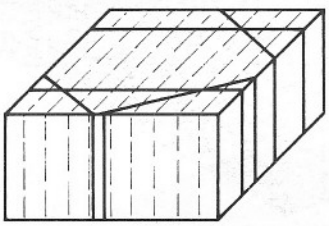
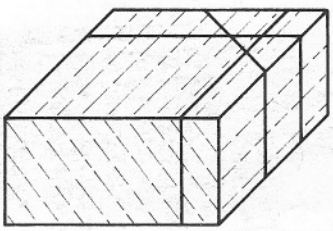
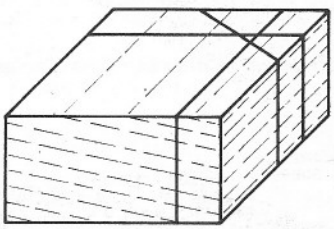
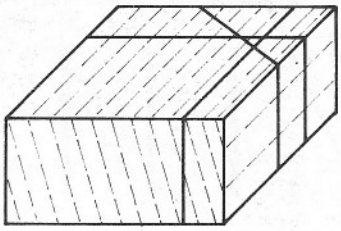


Figura 17.4. *Voladuras con sobreexcavación.*

TABLA 17.4

DISEÑO DE VOLADURAS ATENDIENDO AL CONTROL GEOESTRUCTURAL



	INCLINACION DE LOS ESTRATOS	ANGULO ENTRE LA DIRECCION DE LOS ESTRATOS Y LA SALIDA DE LA VOLADURA	
	$\alpha = 0°$	Dirección de salida indiferente	
	$\alpha = 90°$	$\beta=0°=180°=360°$	Buena fragmentación. Frente irregular
		$\beta=45°=135°=225°=315°$	Fragmentación variable. Frente en dientes de sierra
		$\beta=90°=270°$	Dirección más favorable
	$\alpha = 45°$	$\beta=0°=180°=360°$	Buena
		$\beta=45°=135°$	Desfavorable
		$\beta=90°$	Poco favorable
		$\beta=225°=315°$	Aceptable
		$\beta=270°$	Muy favorable
	$0° < \alpha < 45°$ (Similar al caso anterior, la dureza es determinante)	$\beta=0°=180°=360°$	Buena
		$\beta=45°=135°$	Desfavorable
		$\beta=90°$	Poco favorable
		$\beta=225°=315°$	Aceptable
		$\beta=270°$	Muy favorable
	$45° < \alpha < 90°$	$\beta=90°$	Poco favorable
		$\beta=270°$	Favorable
		(Dependiendo del valor de α y de la competencia de la roca, los resultados estarán más próximos a $\alpha = 45°$ ó $\alpha = 90°$)	

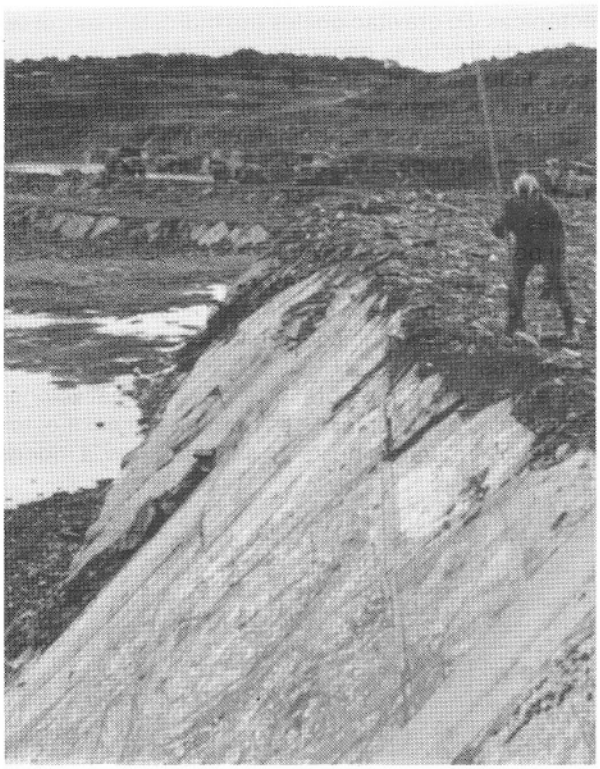


Foto 17.3. *Frente de voladura coincidente con un plano de estratificación.*

que los barrenos sean normales a dichos planos con el fin de aumentar el rendimiento de las voladuras.

Si se conoce la disposición en planta de la compartimentación de los macizos, deberá también ser considerada para la colocación de las cargas de explosivo con los espaciamientos apropiados, en vez de mantener una distancia uniforme entre éstas. En efecto, situaciones como la esquematizada en la Fig. 17.5, en la que las fracturas se disponen en familias que forman ángulos suplementarios, dan origen a liberaciones desiguales de la energía de los explosivos, llegando la roca a fragmentarse excesivamente en las zonas con ángulos agudos, y produciendo bloques grandes en las zonas con ángulos obtusos.

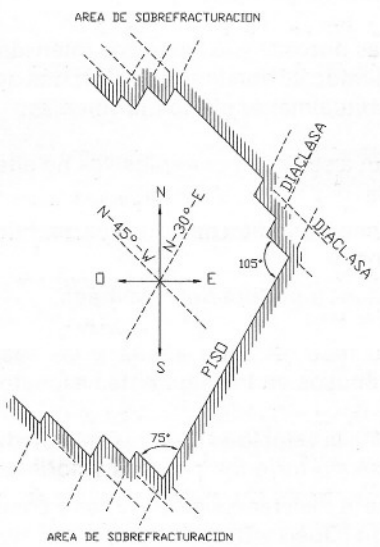


Fig. 17.5. *Influencia de los sistemas de fracturas no ortogonales de un macizo rocoso en los resultados de la fragmentación (Proyección horizontal).*

Para evitar estos problemas, que influyen muchas veces en la transmisión de importantes vibraciones al terreno, las cargas de explosivo deben ser colocadas preferentemente junto a zonas con ángulos obtusos, y el espaciamiento entre barrenos siendo paralelo a las direcciones de los planos de fractura. Además de estos procedimientos, se recomienda una programación de las secuencias de disparo de las cargas, con el fin de crear la máxima superficie libre después de cada detonación, circunstancia que depende de la geometría de fracturación del macizo. Cuando es posible cambiar el diámetro de los barrenos, se aconseja utilizar los diámetros más pequeños en el interior de zonas más fracturadas, para controlar mejor la fragmentación y los impactos ambientales resultantes.

Otras alternativas para implementar el control geoestructural consisten en dotar a las voladuras de líneas de barrenos de precorte, los cuales reducen la probabilidad de sobrefracturación del macizo remanente, aunque pueden ocasionar vibraciones excesivas.

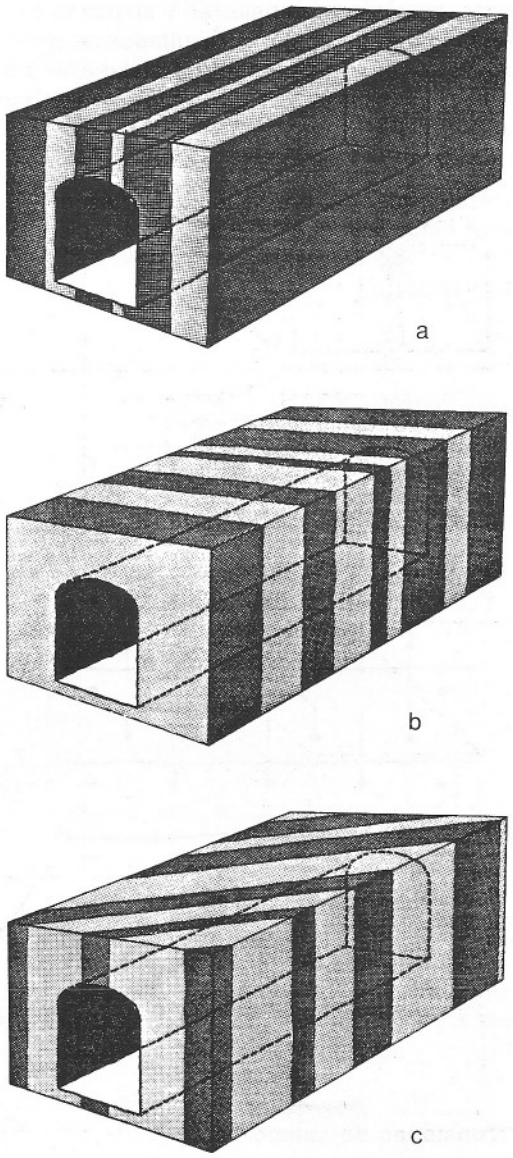


Figura 17.6. *Direcciones relativas de los estratos con respecto al eje de los túneles.*

En los trabajos de excavación de túneles las características estructurales condicionan en gran medida la geometría del perfil de los mismos, casi rectangular si las rocas son masivas y con arco de coronación si las rocas son más inestables. Cuando las discontinuidades son normales al eje de los túneles, las voladuras suelen realizarse con buenos resultados, Fig. 17.6.a. Si la estratificación o las discontinuidades son paralelas al eje de los túneles, Fig. 17.6.b, con frecuencia los avances no son demasiado buenos y los frentes son desiguales. Cuando la estratificación presenta una dirección oblicua con respecto al eje de los túneles existirá un lado sobre el que resultará más fácil volar, en el caso de la Fig. 17.6.c en el lado izquierdo.

Por otro lado, las rocas muy laminadas con alta esquistosidad y fisuración responden bien a los cueles en V, y en túneles de gran diámetro se consiguen grandes avances, de hasta 6 m, con ese tipo de cueles.

Cuando se utilizan los cueles en V en pozos de sección rectangular, los mejores resultados se obtienen cuando las discontinuidades son paralelas a las aristas de los diedros de los planos que conforman las cuñas del cuele. Fig. 17.7.

Las tendencias son, por tanto, utilizar esquemas de voladuras versátiles, que se adapten a las discontinuidades de los macizos, exigiéndose así un conocimiento previo de éstas.

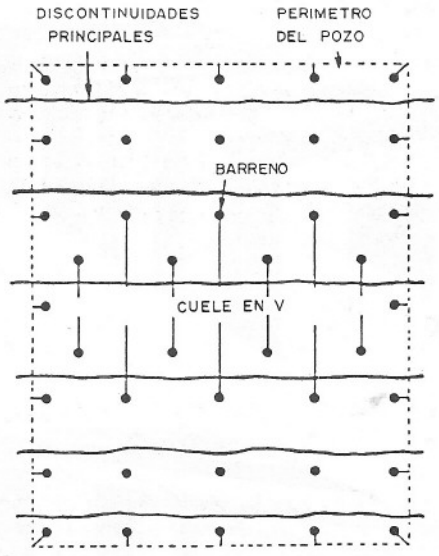


Figura 17.7. *Pozo rectangular con cuele en V (Hagan, 1983).*

3.3. Tensiones de campo

Cuando actúan las tensiones de campo residuales, tectónicas y/o gravitacionales (no hidrostáticas), el esquema de fracturas generado alrededor de los barrenos puede estar influenciado por la concentración no uniforme de tensiones alrededor del mismo.

En las rocas masivas homogéneas, las grietas que empiezan a propagarse radialmente desde los barrenos tienden a seguir la dirección de las tensiones principales.

Así por ejemplo, en el avance de galerías en macizos rocosos con una alta concentración de tensiones residuales, como en el caso de la Fig. 17.8, la secuencia de disparo en los barrenos del cuele deberá adecuarse a las mismas.

Si en los planos de precorte de las excavaciones proyectadas actúan tensiones normales al mismo, los resultados obtenidos no serán satisfactorios, a menos

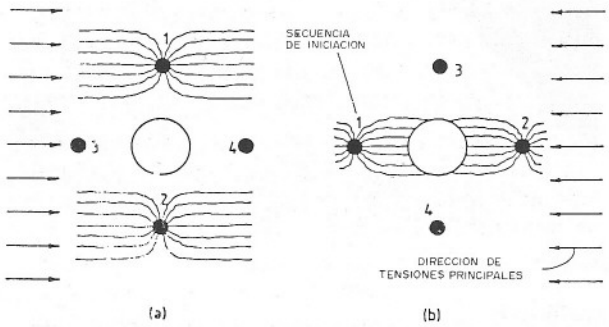


Figura 17.8. *Secuencia de iniciación en un cuele con barreno central de diámetro y tensiones residuales horizontales (a) Secuencia incorrecta (b) Secuencia correcta.*

que el espaciamiento entre barrenos se reduzca considerablemente o se realice previamente una excavación piloto próxima que sirva para la relajación del macizo liberando dichas tensiones y se sustituya el precorte por una voladura de recorte.

3.4. Presencia de agua

Las rocas porosas y los macizos intensamente fracturados cuando se encuentran saturados de agua presentan habitualmente ciertos problemas:

— Obligan a seleccionar explosivos no alterables por el agua.
— Producen la pérdida de barrenos por hundimientos internos, y
— Dificultan la perforación inclinada.

Por otro lado, el agua afecta a las rocas y a los macizos rocosos en los siguientes aspectos:

— Aumenta la velocidad de propagación de las ondas elásticas en terrenos porosos y agrietados.
— Reduce la resistencia de las rocas a compresión y a tracción (Obert y Duvall, 1967) al ser menor la fricción entre partículas.

— Reduce la atenuación de las ondas de choque y, por ello, se intensifican los efectos de rotura por la «ET» (Ash, 1968).

— Las juntas llenas de agua permiten el paso de las ondas de choque sin que se produzca un descostramiento interno. Pero cuando el macizo entra en tensión, ese agua se moviliza ejerciendo una acción de cuña que puede llegar a producir una gran sobreexcavación.

3.5. Temperatura del macizo rocoso

Los yacimientos que contienen piritas suelen presentar problemas de altas temperaturas de la roca por efecto de la oxidación lenta de este mineral, haciendo que los agentes explosivos del tipo ANFO reaccionen exotérmicamente con la pirita excitándose a partir de una temperatura de 120°C ±10°C.

Las últimas investigaciones apuntan a una primera reacción entre el ANFO y el sulfato ferroso hidratado, y más especialmente entre éste último y el nitrato amónico, iniciándose una reacción exotérmica que se automantiene a partir de los 80°C. Este sulfato ferroso es uno de los productos de descomposición de las piritas, además del sulfato férrico y el ácido sulfúrico.

Para obviar este inconveniente, que en varias ocasiones ha desembocado en graves accidentes, se han añadido diversas sustancias inhibidoras del ANFO, tales como urea, oxalato potásico, etc., llegando a la conclusión de que con el aporte al ANFO de un 5% en peso de urea se evita la reacción exotérmica de la mezcla ternaria hasta una temperatura de 180°C (Miron et al, 1979).

La sensibilidad de los explosivos tipo hidrogel depende también de la temperatura de la roca con la que esté en contacto, por ello, es necesario prestar gran atención a éste fenómeno.

Una recomendación general cuando se presentan estos problemas es la de limitar el número de barrenos por voladura, a fin de disminuir el tiempo que transcurre entre la carga y el disparo.

BIBLIOGRAFIA

— ASH, R. I.: «The Design of Blasting Rounds». Ch. 7.3. Surface Mining, Ed. E.P. Pfleider, AIME, 1968.

— ATCHISON, T. C.: «Fragmentation Principles». Ch. 7.2. Surface Mining, Ed. E. P. Pfleider, AIME, 1968.

— BELLAND, J. M.: «Structure as a Control in Rock Fragmentation. Carol Lake Iron Ore Deposits», CIM Bulletin, March 1966.

— BHANDARI, S.: «Blasting in Non-Homogeneous Rocks». Australian Mining, May 1974.

— BLAIR, B. E.: «Physical Properties of Mine Rock». Part. III. USBM RI N.º 5130, 1955; Part IV USBM-RI, N.º 5244, 1956.

— GAMA, C. D. y LOPEZ JIMENO, C.: «Técnicas de caracterización de macizos rocosos para proyectos con explosivos». Revista INGEOPRES. Número 8. Febrero-marzo, 1993.

— GRANT, C. H.: «How to Make Explosives do More Work». Mining Magazine. August, 1970.

— HAGAN, T. N.: «The Effects of Some Structural Properties of Rock on the Design and Results of Blasting». ICI Australia Operations Pty. Ltd. Melbourne, 1979.
«The Influence of Rock Properties of Blasts in Underground Construction». Proc. Int. Symp. on Engineering Geology and Underground Construction. Lisboa, Portugal, 1983.

— HARRIES, G.: «Breakage of Rock by Explosives». Aus. I.M.M., London, 1978.

— KUTUZOV, B. N., et al.: «Classification des Roches D'Apres leur Explosibilite pour les Decouvertes». Gornyj Zurnal. Moscú, 1979.

— LOPEZ JIMENO, E.: «Influencia de las Propiedades de las Rocas y Macizos Rocosos en el Diseño y Resultado de las Voladuras». Tecniterrae, 1982.

— MERRIT, A. H.: «Geological Predictions for Underground Excavations». North American RETC Conference.

— POLAK, E. J.: «Seismic Attenuation in Engineering Site Investigations». Proc. Ist. Aust. N. Z. Conf. Geomechanics, Melbourne, 1971.

— RINEHART, J. S.: «Fractures and Strain Generated in Joints and Layered Rock Masses by Explosions». Proc. Symp Mechanism of Rock Failure by Explosions. Fontainebalu, Octubre 1970.

— SASSA, K., e ITO, I.: «On the Relation Between the Strength of a Rock and the Pattern of Breakage by Blasting». Proc. 3rd Congress International Society of Rock Mechanics. Denver, 1974.

— SJOGREN, B., et al.: «Seismic Classificattion of Rock Mass Qualities», Geophysical Prospecting. N.º 27, 1979.

— WILD, H. W.: «Geology and Blasting in Open Pits». Erzmetall, 1976.

Capítulo 18

CARACTERIZACION DE LOS MACIZOS ROCOSOS PARA EL DISEÑO DE LAS VOLADURAS

1. INTRODUCCION

Las propiedades de los macizos rocosos que influyen más directamente en el diseño de las voladuras son:

- Resistencias dinámicas de las rocas.
- Espaciamiento y orientación de las discontinuidades.
- Litologías y potencias de los estratos en formaciones sedimentarias.
- Velocidades de propagación de las ondas.
- Propiedades elásticas de las rocas.
- Tipos de relleno y apertura de las discontinuidades.
- Indices de anisotropía y heterogeneidad de los macizos, etc.

La determinación de estos parámetros por métodos directos, o de laboratorio, resulta muy difícil y costosa, ya que las probetas ensayadas no suelen incluir las discontinuidades y los cambios litológicos del macizo rocoso del que proceden. Para obtener una muestra representativa sería necesario que tuviera unas dimensiones diez veces mayores que la distancia media entre discontinuidades. No obstante, constituyen un complemento en la caracterización de los macizos rocosos que se desean fragmentar.

En la actualidad, las técnicas de caracterización geomecánica más aplicadas son:

- Sondeos con recuperación de testigo y ensayos geomecánicos.
- Estudios estructurales de los sistemas de discontinuidades.
- Perfiles de sísmica de refracción.
- Diagrafías geofísicas de sondeos de investigación.
- Diagrafías geofísicas en barrenos de producción.
- Toma de datos y tratamiento durante la perforación de los barrenos de producción.

2. REALIZACION DE SONDEOS CON RECUPERACION DE TESTIGO Y ENSAYOS GEOMECANICOS

A partir de los testigos recuperados en los sondeos se puede aplicar una de las clasificaciones más extendidas, conocida por R.Q.D. (Rock Quality Designation, Deere 1968) que se define como el porcentaje de la longitud de testigo recuperado en trozos mayores de 10 cm respecto de la longitud de sondeo. Tabla 18.1.

Además, sobre esos testigos puede realizarse el ensayo geomecánico de Resistencia Bajo Carga Puntual «I_s», bien sea en posición diametral o axial, para estimar la Resistencia a la Compresión Simple «RC».

$$RC\ (MPa) \simeq 24 \cdot I_s\ (50)\ (MPa)$$

Borquez (1981) determina el Factor de Volabilidad «K_v», de la fórmula de Pearce, para el cálculo de la Piedra, a partir del R.Q.D. corregido por un Coeficiente de Alteración que tiene en cuenta la Resistencia de las Discontinuidades en función de la apertura de éstas y el tipo de relleno, Fig. 18.1 y Tabla 18.2.

TABLA 18.1

R.Q.D.	CALIDAD DE LA ROCA
0 - 25	Muy mala
25 - 50	Mala
50 - 75	Media
75 - 90	Buena
90 - 100	Excelente

TABLA 18.2

RESISTENCIA DE LAS DISCONTINUIDADES	FACTOR DE CORRECCION
Alta	1.0
Media	0.9
Baja	0.8
Muy baja	0.7

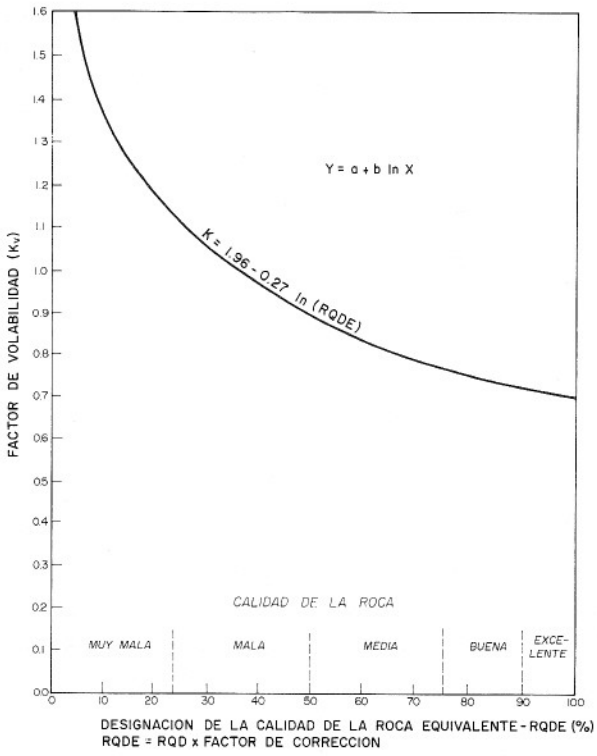


Figura 18.1. *Factor de volabilidad (K_v) en función del índice de calidad RQDE.*

La compañía Steffen, Robertson and Kirsten Ltd. (1985) utiliza para calcular el consumo específico de explosivo, en las voladuras en banco, varios parámetros geomecánicos entre los que se encuentran el R.Q.D., la Resistencia a la Compresión Simple (MPa), los ángulos de Fricción Interna y Rugosidad de las discontinuidades y la Densidad (t/m³). Fig. 18.2.

Este procedimiento es de los pocos que tiene en cuenta el efecto del diámetro de los barrenos (mm) o distribución espacial del explosivo sobre el consumo específico de éste en la voladura.

3. CARACTERISTICAS DE LOS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES

Las principales informaciones cuantitativas que se pueden registrar de las discontinuidades son:

— Orientación (buzamiento, definido por la dirección de su inclinación y el propio valor de ésta).
— Espaciamiento (distancia perpendicular entre discontinuidades adyacentes).
— Persistencia (longitud de los segmentos observables de las discontinuidades).
— Rugosidad (ondulaciones con relación al plano medio de las discontinuidades).
— Resistencia de las paredes (a compresión en los bordes de las discontinuidades).
— Abertura (distancia entre los dos bordes de la discontinuidad).

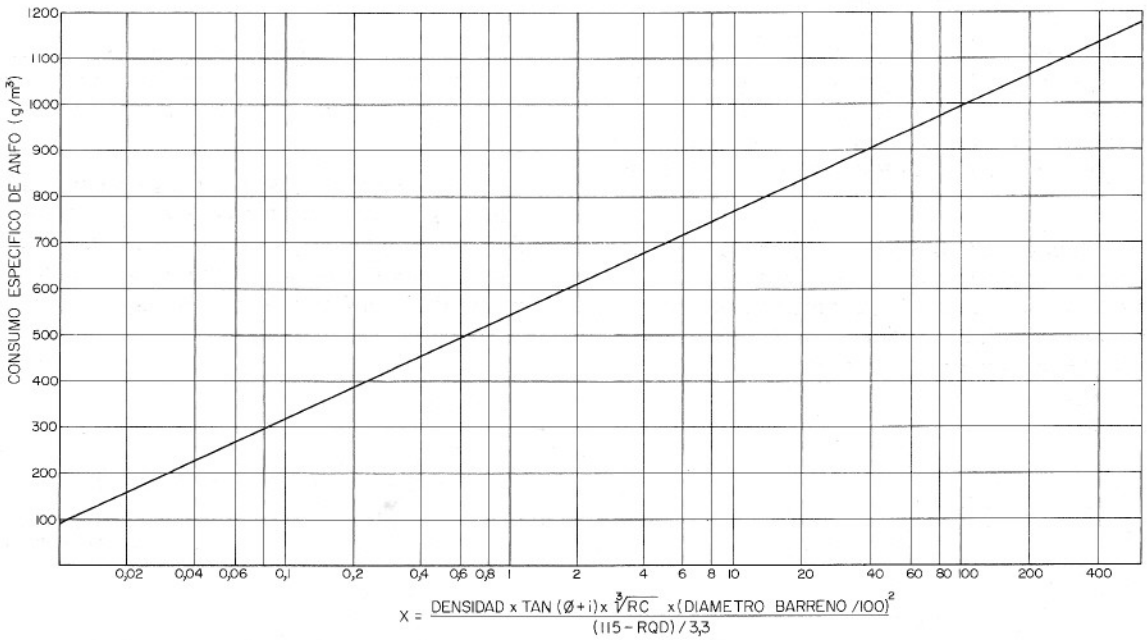


Figura 18.2. *Cálculo del Consumo Específico de explosivo en función de diversos parámetros geomecánicos del macizo rocoso.*

— Relleno (existencia o no de algún material intercalado entre los dos bordes).
— Percolación (ocurrencia o no de flujo de agua en el interior de la discontinuidad).
— Número de familias (número de grupos diferentes de discontinuidades con características comunes).
— Tamaño de bloques (dimensión de los volúmenes rocosos separados por la intersección de las discontinuidades de un macizo).

Las más importantes, desde el punto de vista del arranque, son el espaciamiento y la orientación.

Las principales técnicas de registro de datos hacen uso de «scanlines» (o líneas de muestreo) con el fin de obtener todas esas informaciones.

A partir de los datos recogidos en los registros de líneas de muestreo en superficies accesibles es posible obtener representaciones gráficas de gran interés, tales como:

— Proyecciones hemisféricas o estereográficas, de igual área (Schmidt-Lambert) o de igual ángulo (Wulff).
— Rosas de dirección de discontinuidades.
— Histogramas de frecuencias de tamaños y de espaciamientos de discontinuidades, en su totalidad, o separadas por familias.

Por medio de estas representaciones es posible establecer el número de familias de discontinuidades presentes en un macizo rocoso dado, así como los valores medios y las dispersiones de sus propiedades más representativas.

Complementariamente a los levantamientos por medio de líneas de muestreo pueden ser efectuados unos sondeos orientados, con recuperación de testigos y en los que pueden ser aplicadas las técnicas de muestreo integral (Rocha, 1967) o una inspección por medio de cámaras de filmación (Burwell y Nesbitt, 1964).

Todas las informaciones sobre la fracturación de los macizos rocosos pueden ser procesadas para obtener la composición de los bloques existentes en un volumen dado del macizo.

Para tal propósito, existen diversas técnicas de cálculo informatizadas, tales como:

— Determinación de los bloques unitarios, a partir del paralelepípedo formado por la intersección de las tres familias principales de discontinuidades, conocidas sus orientaciones dominantes y espaciamientos medios (Attuvell y Farmer, 1976).
— Cálculo de los volúmenes de los bloques definidos por las intersecciones múltiples de las discontinuidades, creando una curva de distribución granulométrica (Programa COMPART, da Gama, 1986).
— Estimación de la distribución de los tamaños de los bloques, por medio de representaciones estereográficas (Villaescusa y Brown, 1991).

Un indice que suele obtenerse con frecuencia es el conocido por «Volumetric Joint Count, J_v» que se define por el número total de juntas por metro cúbico, obtenido al sumar las juntas presentes por metro para cada una de las familias existentes.

TABLA 18.3

J_v	CARACTERISTICAS DEL MACIZO
< 1	Bloques masivos
1 - 3	Bloques grandes
3 - 10	Bloques tamaño medio
10 - 30	Bloques pequeños
> 30	Bloques muy pequeños

La relación entre el índice «J_v» y el «R.Q.D.» es, de acuerdo con Palsmtrom (1974), la siguiente:

$$R.Q.D. = 115 - 3.3\ J_v \quad \text{Para } J_v < 4{,}5\ ,\ R.Q.D. = 100$$

Según la orientación de esas juntas, los bloques conformados in-situ presentarán diferentes geometrías, afectando doblemente a la fragmentación de la voladura y a la dirección de salida más útil de la pega.

En la figura 18.3 se estima el volumen aproximado de los bloques a partir del J_v y de la relación de las tres aristas características de los mismos.

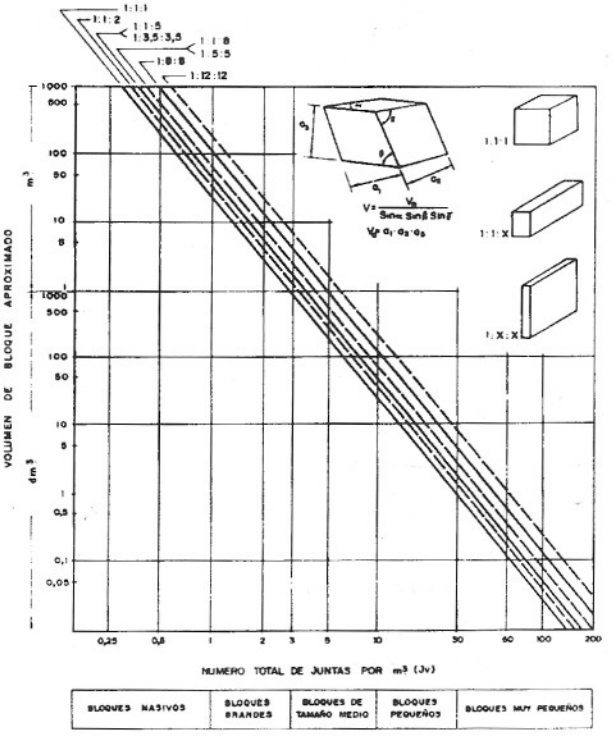


Figura 18.3. *Estimación del volumen de los bloques in situ.*

Un intento por considerar las discontinuidades estructurales en el sistema de diseño de las pegas es el debido a Ashby (1977), que relaciona la frecuencia de fracturas y la resistencia al cizallamiento de las mismas con el consumo específico de explosivo, Fig. 18.4.

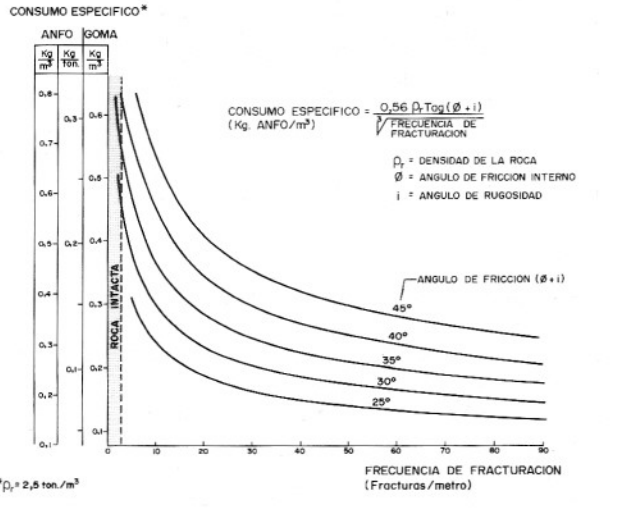


Figura 18.4. *Correlación entre la frecuencia de fracturación y el consumo específico de explosivo.*

Lilly (1986, 1992) ha definido un Indice de Volabilidad «BI» (Blastability Index) que se obtiene como suma de los valores representativos de cinco parámetros geomecánicos.

$$BI = 0{,}5\ (RMD + JPS + JPO + SGI + RSI)$$

Este índice se aplicó por primera vez en las minas de hierro de Pilbara, donde existen rocas extremadamente blandas con un valor de BI = 20 y también rocas masivas muy resistentes con un valor BI = 100, que tienen una densidad de 4 t/m³.

En la Tabla 18.4 se indican los factores de ponderación de cada uno de los parámetros.

TABLA 18.4

PARAMETROS GEOMECANICOS	CALIFICACION
1. Descripción del Macizo Rocoso (RMD)	
1.1. Friable/Poco consolidado	10
1.2. Diaclasado en bloques	20
1.3. Totalmente masivo	50
2. Espaciamiento entre Planos de Juntas (JPS)	
2.1. Pequeño (< 0,1 m)	10
2.2. Intermedio (0,1 a 1 m)	20
2.3. Grande (> 1 m)	50
3. Orientación de los Planos de Juntas (JPO)	
3.1. Horizontal	10
3.2. Buzamiento normal al frente	20
3.3. Dirección normal al frente	30
3.4. Buzamiento coincidente con el frente	40
4. Influencia del peso específico (SGI) SGI = 25.SG − 50 (donde SG es el peso específico en t/m³)	

El Ratio de Influencia de la Resistencia «RSI» se estima a partir de la expresión:

$$RSI = 0{,}05\ .\ RC$$

donde:

RC = Resistencia a la compresión simple (MPa).

Los Consumos Específicos de explosivo «CE» o los Factores de Energía «FE» se calculan con la Fig. 18.5 o las expresiones

$$CE\ (kg\ ANFO/t) = 0{,}004 \times BI \quad ó$$
$$FE\ (MJ/t) = 0{,}015 \times BI$$

De las numerosas experiencias llevadas a cabo en Australia se ha llegado a la conclusión de que el Factor de Roca del modelo Kuz-Ram de Cunninghan (1983) puede obtenerse multiplicando «BI» por 0,12.

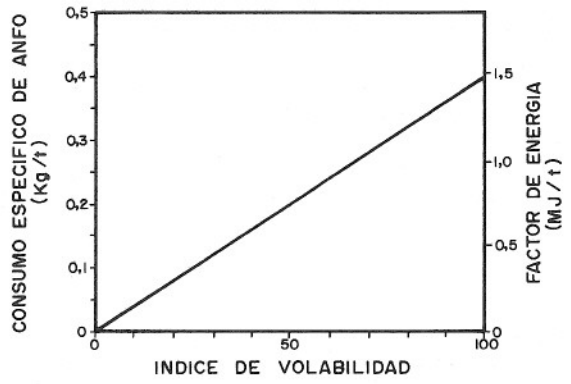


Figura 18.5. *Cálculo de Consumos Específicos o Factores de Energía a partir del Indice de Volabilidad.*

Ejemplo:

Considérese una pizarra ferruginosa, blanda e intensamente laminada con una disposición horizontal a subhorizontal a la que le corresponde los siguientes valores:

RMD = 15
JPS = 10
JPO = 10
SGI = 10
RSI = 1

La suma total es igual a 46, por lo que el índice de volabilidad es BI = 23.

De la Fig. 18.5 se obtiene un consumo específico de 0,1 kg/t.

Ghose (1988) también propone un sistema de clasificación geomecánica de los macizos rocosos de minas de carbón para el cálculo de los consumos específicos de explosivo en voladuras a cielo abierto. Los cuatro parámetros que se miden se indican en la Tabla 18.5.

El valor obtenido se corrige para tener en cuenta las condiciones de realización de la voladura. En la Tabla 18.6 se indican los diferentes valores que se utilizan.

A partir de las experiencias llevadas a cabo en 12 minas de carbón a cielo abierto estableció la correlación

TABLA 18.5

PARAMETRO	RANGO DE VALORES				
1. Densidad	1,3 - 1,6	1,6 - 2,0	2,0 - 2,3	2,3 - 2,5	>2,5
Ratio	20	15	12	6	4
2. Espaciamiento entre discontinuidades (m)	< 0,2	0,2 - 0,4	0,4 - 06	0,6 - 2,0	>2,0
Ratio	35	25	20	12	8
3. Indice de resistencia bajo carga puntual (MPa)	< 1	1 - 2	2 - 4	4 - 6	>6
Ratio	25	20	15	8	5
4. Orientación de los planos de discontinuidad	Buzando hacia el frente	Rumbo con ángulo agudo con respecto al frente	Rumbo normal al frente	Buzando contra el frente	Horizontal
Ratio	20	15	12	10	6

entre los índices de volabilidad y los consumos específicos de explosivo, siendo el explosivo patrón o de referencia un hidrogel con una velocidad de detonación de 3.800 m/s.

TABLA 18.6

FACTORES DE AJUSTE	VALOR
1. Grado de confinamiento	
Muy confinada	– 5
Razonablemente libre	0
2. Esbeltez del banco	
Longitud del barreno/Piedra > 2	0
Longitud del barreno/Piedra < 1,5	– 5
Longitud del barreno/Piedra 1,5-2	– 2

TABLA 18.7

INDICE DE VOLABILIDAD	CONSUMO ESPECIFICO DE EXPLOSVO (kg/m^3)
80-85	0,2 - 0,3
60-70	0,3 - 0,5
50-60	0,5 - 0,6
40-50	0,6 - 0,7
30-40	0,7 - 0,8

4. SISMICA DE REFRACCION

Las primeras aplicaciones de la sísmica de refracción al diseño de voladuras fueron llevadas a cabo por Broadbent (1974), Heynen y Dimock (1976), que relacionaron el consumo específico de explosivo con la velocidad sísmica de propagación. Fig. 18.6.

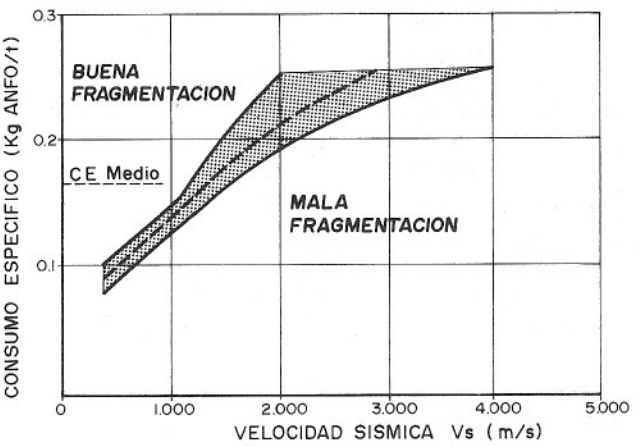


Figura 18.6. *Correlación entre velocidad sísmica y consumo específico de explosivo.*

Como puede observarse, conforme aumenta la velocidad sísmica se requiere una mayor cantidad de energía para una fragmentación satisfactoria. Es ampliamente conocido el criterio de acoplamiento de impedancias (Velocidad de propagación en la roca × densidad de la roca = Velocidad de detonación × densidad del explosivo) en el intento de maximizar la transferencia de energía del explosivo a la roca.

Este método ha tenido gran éxito en diversas explotaciones donde se han llegado a reducir los costes de perforación y voladura hasta un 15%.

5. TECNICAS GEOFISICAS DE SONDEOS DE INVESTIGACION

La realización de sondeos de investigación con o sin recuperación de testigo para proceder a su testificación geofísica tiene los siguientes inconvenientes:

— Tiempo invertido importante y coste elevado.
— Equipo de perforación y testificación adicional.

Por ello, este procedimiento no es usual en las explotaciones, salvo en zonas donde vayan a construirse instalaciones importantes: plantas de tratamiento, parques de almacenamiento, etc., o en aquellos casos donde la instrumentación está infrautilizada y puede emplearse con otros fines, como es el de arranque de rocas con explosivos.

6. TESTIFICACION DE LOS BARRENOS DE PRODUCCION

Este procedimiento es relativamente simple, rápido y seguro, ya que se estudia la totalidad de la voladura y sólo requiere la inversión en el equipo de testificación.

Los avances tecnológicos que se han producido en la fabricación de aparatos de testificación permiten determinar actualmente:

— La posición de estratos de material blando, como capas de carbón o intercalaciones de materiales alterados.
— Variaciones en la resistencia de las rocas, y
— El espaciamiento de juntas y planos de discontinuidad.

Los métodos de testificación más usuales son:

— Velocidad sónica.

— Densidad.

— Radiación natural.

— Calibre.

En la Fig. 18.7 pueden verse las respuestas obtenidas en una formación con una intercalación dura.

Actualmente, hay pocos datos disponibles para correlacionar los valores obtenidos en las diagrafías con las características de la excavación. No obstante, Hagan y Gibson (1983) establecieron, basándose en su experiencia, la clasificación de la Tabla 18.8.

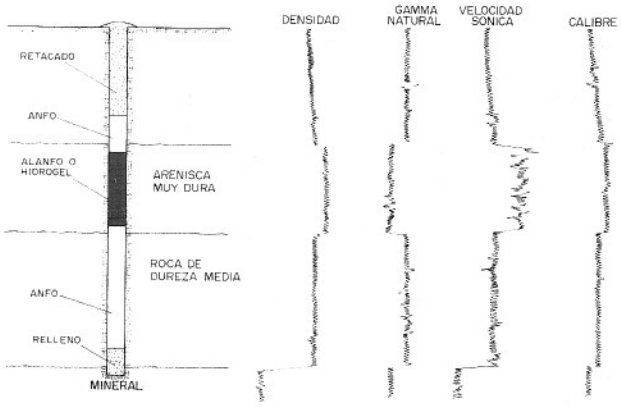


Figura 18.7. *Ejemplo de diagrafías obtenidas y distribución de cargas de explosivo en presencia de un nivel de roca dura (Hagan y Gibson).*

TABLA 18.8

VELOCIDAD SONICA (m/s)	CARACTERISTICAS DE LA EXCAVACION
< 1.500	Estratos excavables por mototrailas, grandes dragalinas, excavadoras o rotopalas sin voladuras.
1.500 - 2000	Ripado fácil. Excavación de estratos sin volar, algo difícil para dragalinas, excavadoras o rotopalas.
2.000 - 2.500	Ripado algo costoso. Voladuras ligeras (e. g. grandes esquemas, grandes longitudes de retacado, bajos consumos específicos) pueden ser necesarias para las grandes dragalinas, excavadoras o rotopalas.
2.500 - 3.000	Se precisan voladuras ligeras.
> 4.500	Se precisan voladuras fuertes (e. g. esquemas de perforación cerrados, pequeñas longitudes de retacado, altos consumos específicos).

7. CARACTERIZACION DEL MACIZO ROCOSO DURANTE LA PERFORACION DE BARRENOS

Existen en la actualidad aparatos que se han desarrollado para determinar el rendimiento de la perforación. Por ejemplo, el sistema Empasol, fabricado por la empresa francesa Soletanche, el norteamericano G.L.I., etc.

La utilización de estos sistemas permite:

— Evaluar el rendimiento del equipo y método de perforación utilizado.

— Ayudar a la planificación minera.
— Detectar fallos en la perforadora y el manejo inadecuado de la máquina, y
— Constituye una herramienta de investigación, tanto en la optimización de la perforación Fig. 18.8, como en la detección de pequeñas variaciones en las propiedades de las rocas.

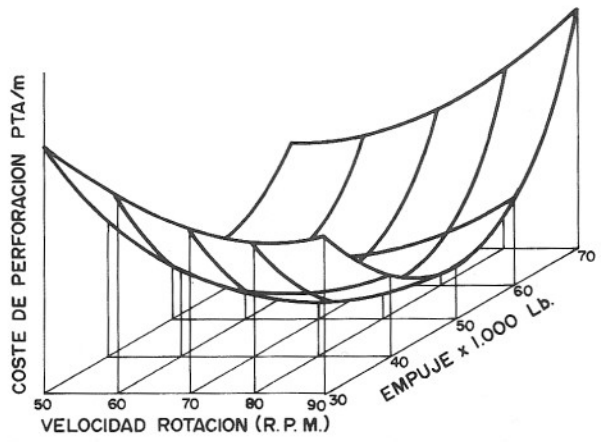


Figura 18.8. *Efecto del empuje y la velocidad de rotación sobre el coste de perforación.*

Este sistema es el más interesante ya que la inversión a realizar es pequeña y permite obtener los datos durante la propia perforación.

Los registradores pueden controlar diversas variables entre las que destacamos:

— Presión del aire comprimido.
— Par de rotación.
— Empuje sobre la boca.
— Velocidad de rotación.
— Velocidad instantánea de penetración.
— Vibraciones en el mástil.
— Esfuerzos de retención de la sarta de perforación.
— Aceleración producida por la energía reflejada por el terreno, y
— Tiempo de perforación.

Los valores registrados permiten obtener una imagen completa de la respuesta del terreno. Algunos índices que se utilizan en la actualidad son los siguientes:

a) **Indice de energía de rotación**

$$IE = \frac{T_r \times N_r}{VP}$$

donde:

T_r = Par de rotación:
N_r = Velocidad de rotación.
VP = Velocidad de penetración.

b) **Indice del grado de alteración**

$$IA = 1 + \frac{E}{E_o} - \frac{VP}{VP_o}$$

donde:

E = Empuje sobre la boca de perforación.
VP = Velocidad de penetración.
E_o y VP_o = Valores máximos de E y VP.

c) **Indice de resistencia del terreno a la perforación**

$$IR = E \times \frac{N_r}{VP}$$

donde:

E = Empuje sobre la boca.
N_r = Velocidad de rotación.
VP = Velocidad de penetración.

Los parámetros más interesantes son la velocidad de penetración y el par de rotación. En rocas con alta resistencia a la compresión se obtendrán velocidades de penetración pequeñas y los pares de rotación serán relativamente altos, salvo que exista un espaciamiento de fracturas pequeño en comparación con el diámetro del barreno.

Cuando se atraviesa una capa de arena, arcilla, roca muy alterada o fisurada, la velocidad de penetración aumentará y se precisará un par de rotación bajo, siempre que el caudal de aire sea suficiente para evacuar adecuadamente los detritus. El empuje y el par de rotación se combinarán para obtener el rendimiento óptimo.

Cuando se realiza la perforación de estratos con resistencias muy variables, se observarán variaciones importantes de la velocidad de penetración. Fig. 18.9.

Este tipo de registro reflejará:

— La facilidad relativa con que la roca va a ser fragmentada en la voladura, y
— La distribución de explosivo correcta para obtener unos resultados óptimos.

A continuación, se analizan los campos de aplicación de esta técnica en distintos tipos de yacimientos.

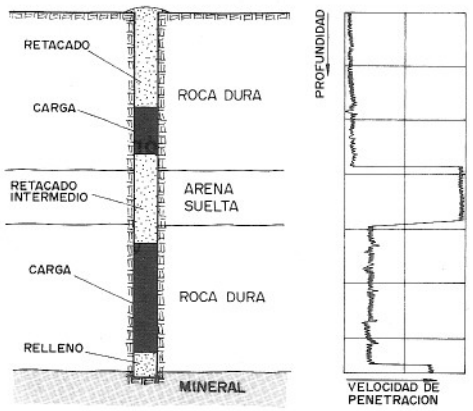


Figura 18.9. *Formaciones con resistencias variables (Hagan y Reid).*

7.1. Yacimientos de carbón

En los yacimientos de carbón, el recubrimiento está constituido normalmente por estratos que tienen resistencias muy variables y por ello, esta técnica de monitorización tiene un futuro muy esperanzador.

Los datos que se obtienen de las diagrafías son:

— Los espesores de las capas que poseen distintas resistencias.
— La profundidad exacta del techo y muro del carbón.

Cuando un estrato competente yace bajo una zona alterada del mismo material o de un sedimento no consolidado, será necesario cargar sólo el tramo inferior por debajo del contacto. Fig. 18.10.

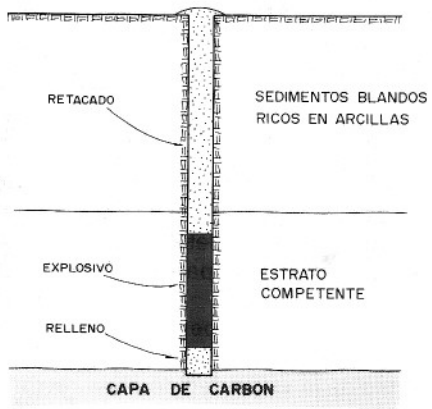


Figura 18.10. *Distribución de carga en estrato duro con zona de alteración (Hagan y Reid).*

Donde existe un estrato potente de material blando o muy deformable, por ejemplo arenas, entre otros de roca competente, si se hace una carga continua a lo largo de un barreno:

— Los gases se expandirán rápidamente hacia la zona deformable, y
— La caída rápida de la presión del gas en la capa competente provocará una mala fragmentación, escaso esponjamiento y desplazamiento de la pila.

La colocación de un retacado en el nivel blando, evita el descenso brusco de presión y el dispendio subsiguiente de la energía de la explosión.

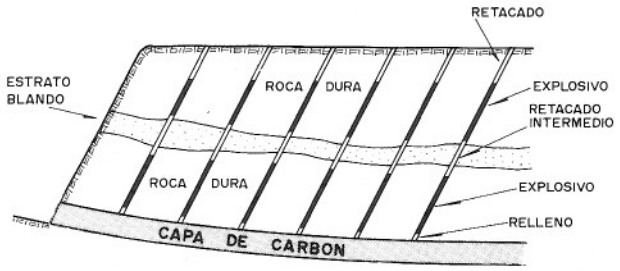


Figura 18.11 *Localización del techo de la capa de carbón y empleo de retacados intermedios al nivel de una intercalación blanda.*

7.2. Yacimientos metálicos

En este tipo de explotaciones se pueden dar los siguientes casos:

a) Voladuras en el contacto estéril-mineral.

En la Fig. 18.12 se ve un tajo de voladura que contiene estéril de resistencia media, mineral alterado y mineral de alta resistencia.

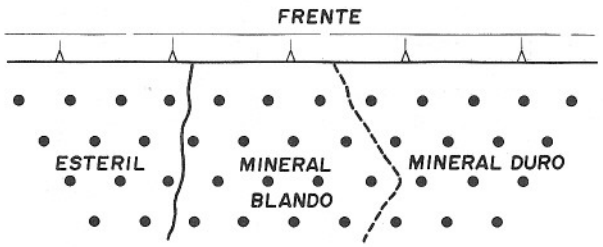


Figura 18.12. *Voladura en un tajo con tres materiales de características diferentes (Hagan y Reid).*

En un caso tan complejo es posible modificar el esquema de perforación, pero ello requeriría un reconocimiento de los contactos previo al replanteo de la voladura. El procedimiento más adecuado consiste en estandarizar el esquema de perforación y modificar la carga de los barrenos de acuerdo con un registro de la velocidad de penetración, tal como se indica en la Fig. 18.13.

El empleo de este sistema aporta las siguientes ventajas:

— Evita un gasto excesivo de explosivo en formaciones blandas.

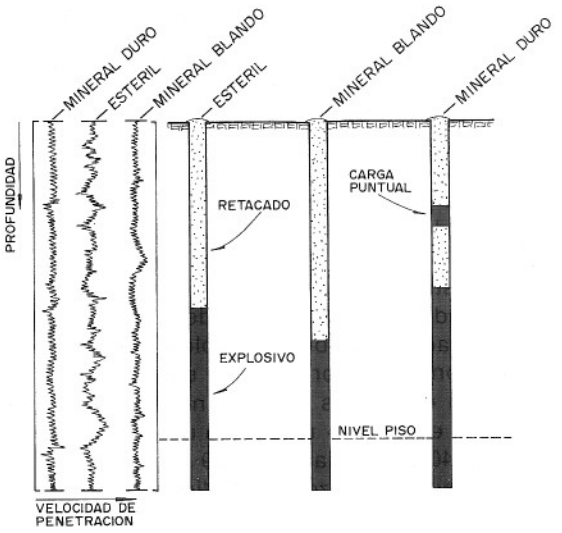


Figura 18.13. *Diagrafía de la velocidad de penetración y distribución de carga en los tipos de roca de la Fig. 18.12 (Hagan y Reid).*

— Incrementa el rendimiento de la fragmentación por unidad de peso del explosivo.

— Aumenta el control sobre los efectos perturbadores de las voladuras: vibraciones, onda aérea, proyecciones, sobreexcavaciones e inestabilidad de taludes.

b) Bolos dentro de una matriz blanda.

Si se tienen bolos dentro de una matriz blanda de naturaleza plástica como la arcilla, la onda de tensión creada en la voladura tiene una atenuación intensa en esos materiales.

Cuando un barreno atraviesa un bolo y en esa zona no se dispone de explosivo, ese bloque se encontrará después intacto en la pila de escombro, Foto 18.1, y hará que la carga sea difícil y sea preciso realizar voladuras secundarias.

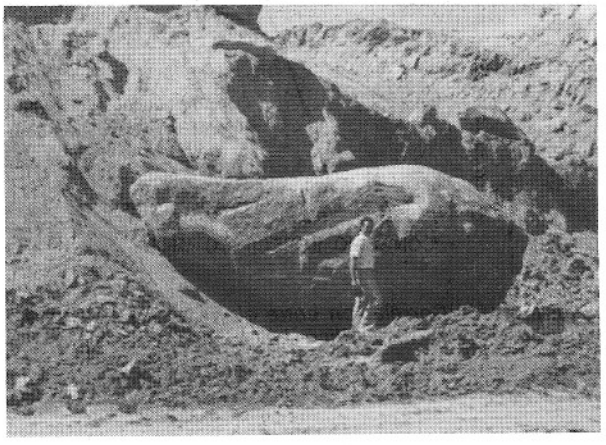


Foto 18.1. *Bolo de granito dentro de una matriz arcillosa en Meirama.*

Mediante el registro continuo de la perforación se podrán conocer los barrenos que atraviesan bolos y determinar las profundidades de entrada y salida de esos bloques, procediendo a la carga espaciada y selectiva del explosivo. Fig. 18.14.

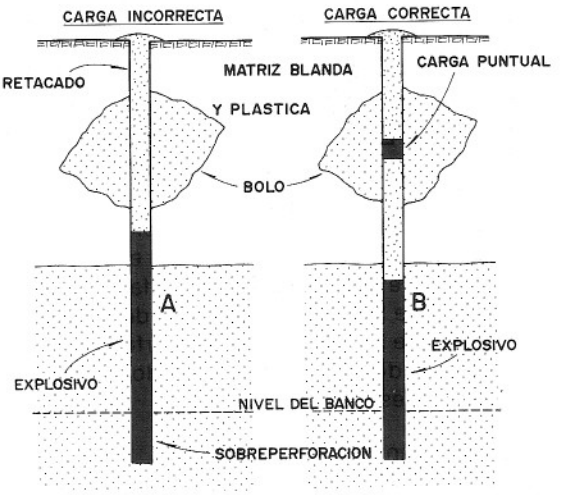


Figura 18.14. *Fragmentación de bolos dentro de matrices de material plástico (Hagan y Reid).*

c) Cavernas o coqueras.

Las cavernas se producen por disolución de la roca primaria por el agua subterránea o por otros procesos. Algunos materiales de hierro y calizas presentan cavidades de hasta quince metros, con una distribución aleatoria.

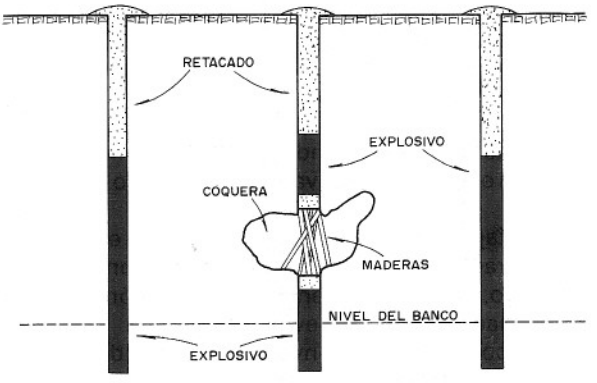


Figura 18.15. *Sistema de carga en un barreno que intersecta una gran coquera (Hagan y Reid).*

El registro continuo de perforación, permite:

— Localizar los barrenos que intersectan cavidades.

— Conocer las profundidades de entrada y salida de los huecos.

Y a continuación proceder a:

— Cargar adecuadamente los barrenos que intersectan las cavidades con espaciadores.
— Cargar los barrenos adyacentes con explosivos de alta potencia para compensar la pérdida de energía que provocan las citadas oquedades.

8. INTENTOS DE CORRELACION DE INDICES DE PERFORACION CON LOS PARAMETROS DE DISEÑO DE LAS VOLADURAS

Teniendo en cuenta que la perforación de una roca constituye un proceso de rotura de la estructura de la misma en el que influyen numerosos factores geomecánicos, parece lógico que el diseño de las voladuras debiera basarse en los índices de perforación.

En este sentido, se han desarrollado los siguientes trabajos de investigación:

— Praillet (1980).
— Leighton (1982) con el índice «R.Q.I.»
— López Jimeno, E. (1984) con el índice «Ip».

8.1. Praillet

R. Praillet calcula la resistencia a compresión de la roca a partir de la velocidad de penetración, empuje, velocidad de rotación y diámetro. A continuación, mediante una ecuación de tercer grado, determina el valor de la piedra en función de:

— Altura de banco.
— Densidad de carga del explosivo.
— Velocidad de detonación del explosivo.
— Longitud de retacado.
— Resistencia a la compresión.
— Constante que depende del tipo de máquina de carga empleada: excavadora de cables o dragalina.

La ventaja de este sistema es que calcula el esquema de perforación en función de variables conocidas de antemano, salvo la resistencia a compresión que debe ser estimada de datos previos.

Por el contrario, el inconveniente es que dado que la resistencia a compresión es determinada a partir de los parámetros de perforación, el esquema se establece después de haber perforado algunos barrenos, por lo que el método sólo es válido en formaciones muy homogéneas.

8.2. Indice R.Q.I.

Mathis (1975) propuso un índice que denominó «R.Q.I.» (Rock Quality Index):

$$R.Q.I. = E_h \frac{t}{L}$$

donde:

E_h = Presión hidráulica de la perforadora.
t = Tiempo de perforación del barreno.
L = Longitud del barreno.

La primera aplicación práctica del «R.Q.I.» fue desarrollada por Little (1975), intentando correlacionar los datos de la perforación rotativa con el diseño geotécnico de los taludes finales de las cortas.

La investigación llevada a cabo demostró una escasa fiabilidad debido a las técnicas de registro y a la falta de sensibilidad en cambios de litología muy próximos.

Leighton (1982) procedió a una identificación de las rocas existentes en la mina de Afton (Canadá) mediante el «R.Q.I.» utilizando una perforadora rotativa B.E. 40-R trabajando a 229 mm (9") de diámetro.

A continuación, hizo un estudio de correlación entre el «R.Q.I.» y el consumo específico óptimo de explosivo para las voladuras de contorno, obteniendo un coeficiente de correlación r = 0,98. Fig. 18.16, para la siguiente curva ajustada.

$$Ln(CE) = \frac{R.Q.I. - 25.000}{7.200}$$

donde:

CE = Consumo específico (kilogramos de ANFO/tonelada).
R.Q.I. = Indice de Calidad de la Roca (kPa.min/m).

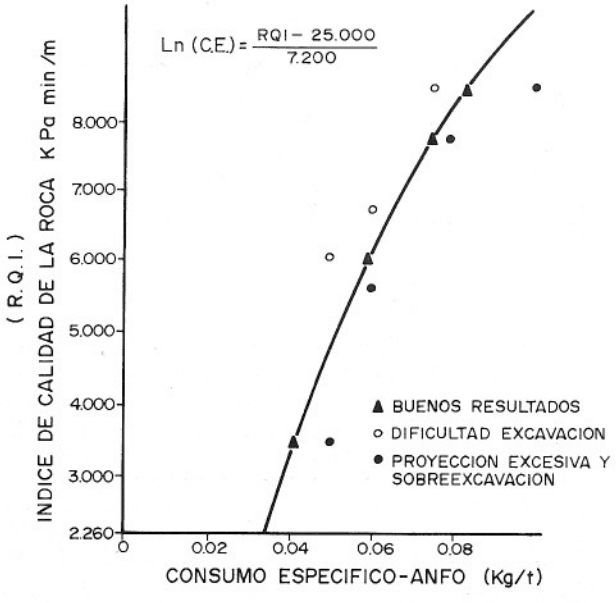


Figura 18.16. *Correlación entre el «R.Q.I.» y el consumo específico (Leighton).*

Pero la utilización del «R.Q.I.» presenta las siguientes limitaciones:

— Se emplea la presión hidráulica de la máquina, por

lo que los datos utilizados dependen del tipo y modelo de perforadora.

— No interviene el diámetro de perforación.

— No se tiene en cuenta la velocidad de rotación.

De esta forma, los resultados obtenidos en la mina Afton sólo son utilizables en aquellas explotaciones donde:

— Se disponga de una perforadora modelo B.E. 40-R, y

— Se perforen barrenos de 229 mm.

8.3. Indice de perforación Ip

López Jimeno, E. (1984), teniendo en cuenta las limitaciones del «R.Q.I.» propuso un índice de caracterización de las rocas en el que se combinan los siguientes parámetros de perforación:

VP = Velocidad de penetración (m/h).
E = Empuje sobre el tricono (miles de libras).
N_r = Velocidad de rotación (r/min).
D = Diámetro de perforación (pulgadas).

El índice responde a la expresión:

$$Ip = \frac{VP}{\frac{E \times N_r}{D^2}}$$

En el cálculo de este índice hay que tener en cuenta que:

— El tipo de tricono empleado sea el más adecuado a la formación rocosa que se pretende perforar.

— Se disponga del caudal de aire de barrido suficiente para la evacuación correcta de los detritus de perforación.

— Se eliminen en su determinación los tiempos muertos de: posicionamiento de la perforadora, cambios de barras, etc. Es decir tomar la velocidad neta de penetración.

Para la recopilación de todos los datos se podrá utilizar un modelo de parte como el que se indica en la Fig. 18.17.

Como la velocidad de penetración depende de las resistencias a compresión, tracción y cizallamiento, el índice «Ip», que es directamente proporcional a «VP», contendrá implícitamente tales características geomecánicas, pudiéndose correlacionar con el consumo específico o factor de energía del explosivo empleado en las voladuras en las que se obtiene una fragmentación adecuada. Fig. 18.18.

El análisis estadístico de regresión de los datos de numerosas minas, ha permitido establecer la siguiente ecuación:

$$CE\ (kg\ ANFO/m^3) = 1{,}124 \times e^{-0{,}5727\ Ip}\ (r = 0{,}92)$$

PARTE DIARIO DE PERFORACION

FECHA: - - 1.98

MAQUINA: _____ DIAMETRO: _____ RELEVO: _____

NIVEL	CLASE DE MATERIAL	Nº DE VOLADURA	ESQUEMA	Nº DE BARRENO	INCLINACION EN GRADOS I°	DE...	A	LONG. (m.)	TIEMPO DE PERFORACION	VELOCIDAD PENETRAC. (m/h)	EMPUJE PST	VELOCIDAD ROTACION (r.p.m.)	PRESION CIRCULAR	TIPO DE TRICONO	MARCA	Nº DE SERIE	H_V	PERFORABILIDAD B	PERFORABILIDAD M	PERFORABILIDAD D	PERFORABILIDAD MD	OBSERVACIONES

PAROS OPERACION	PAROS MECANICOS	ESPECIFICACIONES AVERIAS:
Tiempo traslado operación _____	Hora exacta arranque de la máquina _____	
Tiempo cambio tricono _____	Tiempo reparaciones _____	
Tiempo falta de trabajo _____	Tiempo espera mecánicos _____	
Tiempo limpieza máquina _____	Tiempo engrase _____	
Tiempo traslado maquinista _____	Tiempo traslado mecanico _____	
Tiempo cambio adaptador _____	Otras causas de paro _____	
		FIRMA MAQUINISTA.

HORAS TOTALES TRABAJADAS _____

HORAS TOTALES PARO _____

Figura 18.17. *Parte de perforación.*

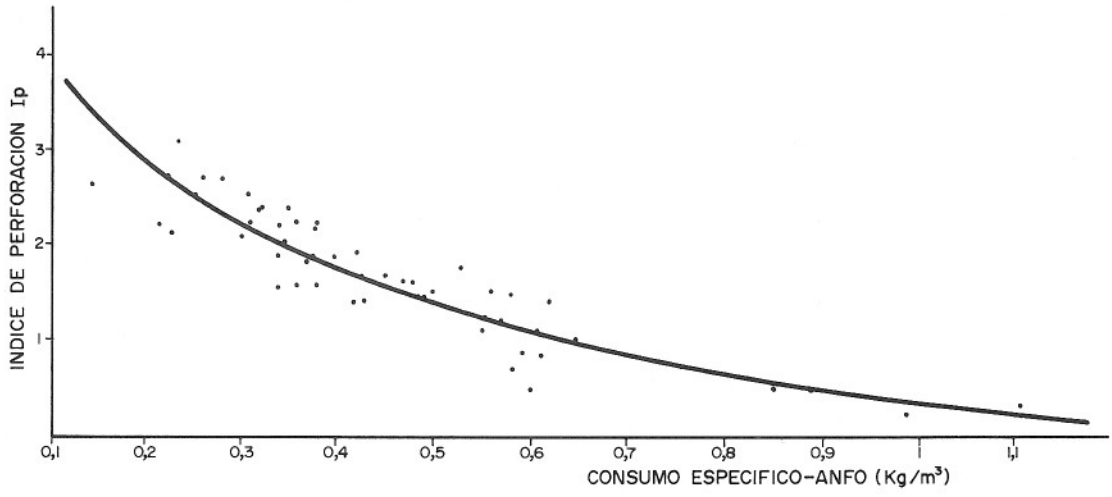


Figura 18.18. *Correlación entre el índice «Ip» y el consumo específico (L. Jimeno).*

La gama de rocas chequeada oscila entre las muy blandas, como el recubrimiento superficial de Puerto-llano, hasta las muy duras, como el pórfido cuprífero de Palabora. Hay que señalar que la toma de datos fundamental se realizó en la explotación de Meirama con esquistos y granitos con grados de alteración muy variables.

La expresión anterior que liga el consumo específico con el índice de perforación «Ip», constituye una herramienta muy eficaz en el diseño y cálculo de las voladuras ya que permite:

— Determinar el esquema de perforación. Figs. 18.19 y 18.20.

— Calcular la carga óptima de un barreno perforado según un esquema establecido. Figs. 18.19 y 18.21. y

— Crear un modelo de optimización de voladuras en banco. Fig. 18.22.

Otras posibles aplicaciones del índice Ip son:

— Caracterización geotécnica de los materiales de la corta.

— Diseño de taludes de corta.

— Determinación del diámetro de perforación y características de la perforadora en función de:

- Producción requerida, y
- Resistencia de la roca.
- Cálculo de rendimientos y costes de molienda.

Las ventajas que reporta la utilización del índice de perforación «Ip» en un modelo de cálculo de voladuras son las siguientes:

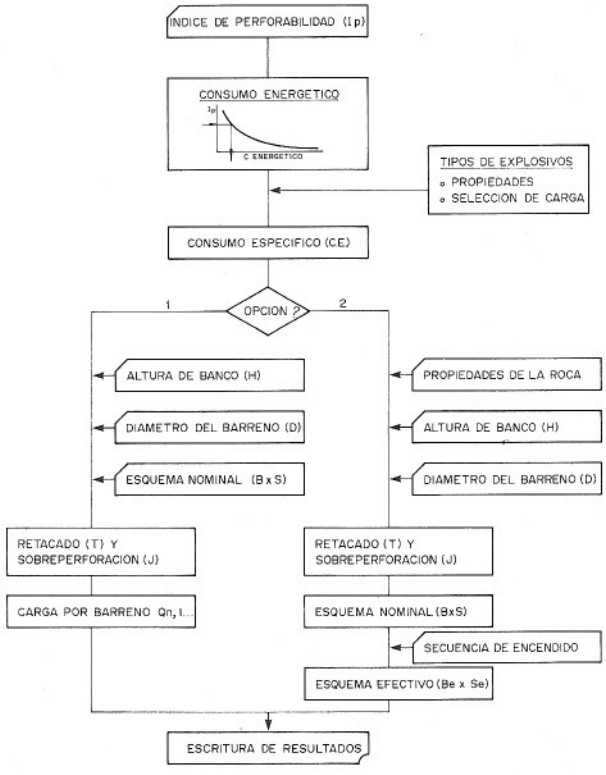


Figura 18.19. *Cálculo de esquemas de perforación y cargas de explosivos a partir del I_p (L. Jimeno).*

a) Como método de cálculo del esquema de voladura, tiene en cuenta los siguientes datos:

Geométricos

— Altura de banco.

— Diámetro de perforación.

```
PROGRAMA DISVOL
CALCULO DE ESQUEMA

DATOS
-----

DIAMETRO DE PERFORACION  =   311.00  M.M
ALTURA  DE  BANCO        =    15.00   M
INDICE DE PERFORACION    =     0.35

EXPLOSIVOS                      (2)          (1)
DENSIDAD DE CARGA (G/CC) =     0.80         1.35
VELOC. DETONACION (M/S)  =     4000         4700
DIAMETRO DE CARGA (M.M)  =   311.00       311.00


RESULTADOS
----------

LONGITUD DE PERFORACION  =    17.48   (M)
LONG. RETACADO SUPERIOR  =     7.77   (M)
LONG. RETACADO INTERMEDIO=     0.00   (M)
LONG. SOBREPERFORACION   =     2.48   (M)

LONG. CARGA INFERIOR E-1 =     2.48   (M)
LONG. CARGA INFERIOR E-2 =     7.22   (M)
LONG. CARGA SUPERIOR E-2 =     0.00   (M)

CARGA INFERIOR     E-1   =   255.15   (KG)
CARGA INFERIOR     E-2   =   439.07   (KG)
CARGA SUPERIOR     E-2   =     0.00   (KG)
C A R G A   T O T A L    =   694.22   (KG)

PIEDRA                   =     6.99   (M)
ESPACIAMIENTO            =     8.04   (M)

VOLUMEN POR BARRENO      =   844.02   (MC)
RENDIMIENTO PERFORACION  =    86.89   (MC/M)

CONSUMO ESPECIFICO (ANFO)=     0.91   (KG/MC)
```

Figura 18.20. *Cálculo del esquema de la voladura a partir del «I_p».*

```
PROGRAMA DISVOL
CALCULO DE CARGAS

DATOS
-----

DIAMETRO DE PERFORACION  =   229.00  M.M.
ALTURA DE BANCO          =    15.00   M.
INDICE DE PERFORACION    =     3.00
PIEDRA                   =     8.50   M.
ESPACIAMIENTO            =     9.50   M.
SOBREPERFORACION         =     1.80   M.

EXPLOSIVOS                      (2)          (1)
DENSIDAD DE CARGA (G/CC) =     0.80         1.20
VELOC. DETONACION (M/S)  =     4000         4500
DIAMETRO DE CARGA (M.M)  =   229.00       229.00


RESULTADOS
----------

LONGITUD DE PERFORACION  =    16.80   (M)
LONG. RETACADO SUPERIOR  =    10.30   (M)
LONG.RETACADO INTERMEDIO=      0.00   (M)

LONG. CARGA INFERIOR E-1 =     1.07   (M)
LONG. CARGA INFERIOR E-2 =     5.41   (M)
LONG. CARGA SUPERIOR E-2 =     0.00   (M)

CARGA INFERIOR     E-1   =    53.16   (KG)
CARGA INFERIOR     E-2   =   178.56   (KG)
CARGA SUPERIOR     E-2   =     0.00   (KG)
C A R G A   T O T A L    =   231.72   (KG)

VOLUMEN POR BARRENO      =  1211.25   (MC)
RENDIMIENTO PERFORACION  =    72.09   (MC/M)

CONSUMO ESPECIFICO (ANFO)=     0.20   (KG/MC)
```

Figura 18.21. *Cálculo de las cargas de explosivo para un esquema prefijado.*

— Sobreperforación, fijada en función del diámetro.
— Retacado, en función de «Ip».

Propiedades de la roca y del macizo rocoso

Este es el punto más importante y el que lo diferencia como método del resto de las fórmulas clásicas existentes que sólo consideran alguna propiedad puntual de la roca.

Explosivo

La determinación del consumo específico referido a un explosivo base como el ANFO, permite una mejor aplicación y aprovechamiento de esas sustancias, pudiendo expresarse en kg/m^3 o en cal/m^3.

El cálculo del esquema de la voladura a partir de la información recogida de la perforadora puede hacerse:

— Mediante los valores suministrados por los fabricantes de triconos a partir de muestras representativas en la etapa de proyecto o de ampliación a una zona sin datos previos.
— Mediante la interpolación a partir de datos recogidos en una explotación en marcha.

b) Es el único sistema de cálculo que permite determinar la carga de explosivo por barreno, cuando las características de la roca son diferentes a las supuestas cuando se efectuó la perforación. Es un primer paso para la optimización de los consumos y selección de los agentes explosivos más adecuados para el trabajo a realizar.

c) Es un método fiable, ya que está basado en un análisis estadístico de una muestra amplia en el que se ha obtenido para la curva ajustada un coeficiente de correlación próximo a la unidad, sobre un colectivo muy variado de rocas y explotaciones.

d) Combinado con un sistema de registro continuo de la perforación y un microprocesador se puede ampliar la gama de posibilidades de utilización, como se ha indicado anteriormente.

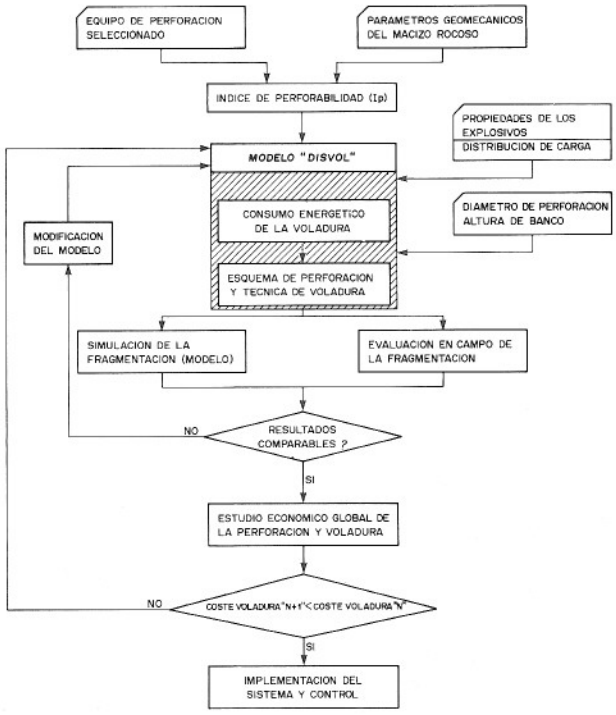


Figura 18.22. *Estructura del modelo de optimización de costes (L. Jimeno).*

9. SISTEMA DE GESTION DE DATOS DE PERFORACION EN TIEMPO REAL

Recientemente, en la mina de carbón de Encasur en Puertollano se ha puesto a punto un sistema de registro de datos de operación en tiempo real de una perforadora rotativa.

El conjunto de variables controladas es:

— Variables todo/nada:
  - Motor de la perforada en marcha SI/NO
  - Torre abajo SI/NO
  - Aire en barreno SI/NO
  - Empuje en barreno SI/NO

— Variables analógicas:
  - Desplazamiento de la máquina
  - Desplazamiento de la cabeza de perforación
  - Velocidad de rotación
  - Par de rotación
  - Fuerza de empuje

Para la obtención de las variables anteriores de forma automática se han dispuesto sobre la perforadora los sensores que se indican en la Fig. 18.23.

La configuración final del sistema de gestión se muestra en el diagrama de bloques de la Fig. 18.24. La estación central está constituida por un microordenador que dispone de monitor en color, teclado expandido e impresora, que dispone además de un interfaz para la comunicación con el radioenlace.

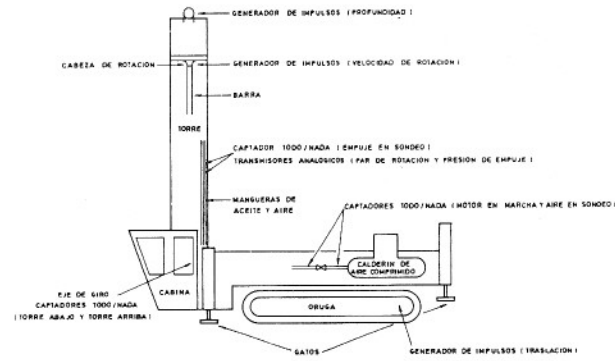


Figura 18.23. *Situación de los sensores en la perforadora.*

La unidad móvil sobre la máquina está constituida por los captadores, la CPU y el transmisor-receptor de radio. Parte de la información obtenida es mostrada por el display durante la perforación, para ayudar al operador. Los datos que aparecen son:

— Profundidad actual del barreno (m)
— Velocidad de penetración (m/s)
— Distancia del tricono al fondo del barreno

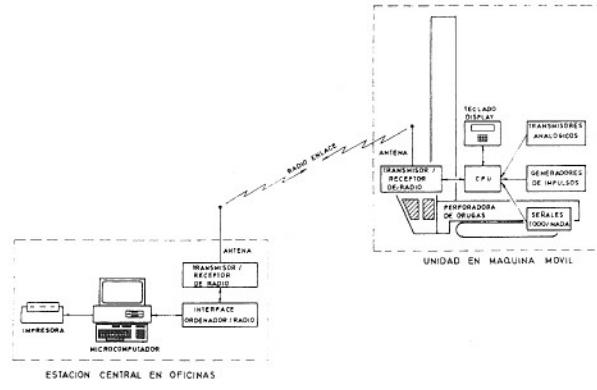


Figura 18.24. *Diagrama de bloques del sistema de monitorización y control de la perforación.*

Con la información recibida en la estación central se elaboran diversos informes: lista de paradas, partes de relevo semanales o mensuales, etc. Además se obtienen gráficos analógicos de los barrenos en los que se representan los siguientes parámetros:

— Velocidad de rotación
— Par de rotación
— Fuerza de empuje
— Velocidad de penetración
— Energía específica de empuje y de rotación
— Energía específica total

Toda la información queda recogida en el disco duro del microordenador, pudiendo aprovecharse posteriormente para el diseño de las voladuras, una vez caracterizados los materiales rocosos perforados.

BIBLIOGRAFIA

— BROADBENT, C. D.: «Predictable Blasting with in Situ Seismic Survey's». Mining Engineering. April 1974.

— BORQUEZ, G. V.: «Estimating Drilling and Blasting Cost-An Analysis and Prediction Model». EMJ. January 1981.

— GAMA, C. D.: «Aplicaçoes de Mecânica de Rochas à Engenharia de Minas». Relato Geral do Tem 3. II Simpósio Sul-Americano de Mecânica de Rochas. Vol. I. Porto Alegre, Brasil. 1986.

— GAMA, C. D.: «Análise da Compsiçao Volumétrica de Macicos Rochosos Compartimentados». Revista Solos e Rochas, vol. 14, Sao Paulo. 1986.

— GAMA, C. D. y LOPEZ JIMENO, C.: «Rock Fragmentation Control for Blasting Cost Minimization and Environmental Impact Abatement». FRAGBLAST 4, Viena. 1993.

— GARCIA SIÑERIZ, J. L. Y COLOMO, M.: «Sistema de Gestión de Datos en Tiempo Real de la Operación de Máquinas Móviles en Minería a Cielo Abierto». Canteras y Explotaciones. Octubre, 1989.

— GHOSE, A. K. : «Design of Drilling and Blasting Subsystems-A Rock Mass Classification Approach». Mine Planning and Equipment Selection. Balkema. 1988.

— HAGAN, T. N., and REID, U. W.: «Performance Monitoring of Production Efficiency». Second International Surface Mining and Quarrying Symposium. Bristol, 1983.

— HAGAN, T. N., and GIBSON, I. M.: «Using Geophysical Logs in Highwall Blast Design». Bulletin of the International Association of Engineering Geology. París, 1983.

— LEIGHTON, J. C.: «Development of a Correlation Between Rotary Drill Performance and Controlled Powder Factor». CIM. Bulletin. August 1982.

— LILLY, P. A.: «An Empirical Method of Assessing Rock Mass Blastability». Julius Kruttschnitt Mineral Research Center, 1986.

— LILLY, P. A.: «The Use of the Blastability Index in the Design of Blasts for Open Pit Mines». Western Australian Conf. on Mining Geomech. 1992.

— LOPEZ JIMENO, E.: «Caracterización del Macizo Rocoso en Relación con el Diseño de Voladuras». Canteras y Explotaciones. Abril 1985.
«Implantación de un Método de Cálculo y Diseño de Voladuras en Banco». Tesis doctoral. E.T.S. de Ingenieros de Minas. Madrid, 1986.

— LOPEZ JIMENO, E., and MUÑIZ, E.: «A New Method for the Design of Bench Blasting». Second International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting. Colorado, 1987.

— MÜFTÜOGLU, Y. V. et al.: «Correlation of Power Factor with Physical Rock Properties and Rotary Drill Performance in Turkish Surface Coal Mines». 7th. International Congress on Rock Mechanics, Aachen. 1991.

— PFISTER, D., et HAMELIN, P.: «Digital Recording of Drilling Parameters». Soletanche Enterprise, 1984.

— PHILLIPS, F. C.: «The Use of Stereographic Projections in Structural Geology». Edward Arnold, Londres. 1971.

— PRAILLET, R.: «A New Approach to Blasting». Drilltech Inc.

— ROCHA, M.: «A Method of Integral Sampling of Rock Masses». Rock Mechanics, vol. 3, núm. 1. 1967.

— VILLAESCUSA, E. y BROWN, E. T.: «Stereological Estimations of in Situ Block Size Distributions». 7th. International Congress on Rock Mechanics, Aachen. 1991.

Capítulo 19

VARIABLES CONTROLABLES DE LAS VOLADURAS

1. INTRODUCCION

En el cálculo y diseño de las voladuras las variables que son controlables se clasifican en los siguientes grupos:

A. Geométricas (diámetro, longitud de carga, piedra, espaciamiento, etc).

B. Químico-Físicas o del explosivo (tipos de explosivo, potencia, energía, sistemas de cebado, etc).

C. De tiempo (tiempos de retardo y secuencia de iniciación).

Para lograr una mejor comprensión y normalizar la simbología utilizada en este texto, en la Fig. 19.1 se representa una voladura en banco donde se ilustran las diferentes variables de diseño y las expresiones más frecuentes en el argot de los trabajos de arranque con explosivos.

Variables de diseño

H	=	Altura de banco
D	=	Diámetro del barreno
L	=	Longitud del barreno
d	=	Diámetro de la carga
B	=	Piedra nominal
S	=	Espaciamiento nominal
LV	=	Longitud de la voladura
AV	=	Anchura de la voladura
B_e	=	Piedra efectiva
S_e	=	Espaciamiento efectivo
T	=	Retacado
J	=	Sobreperforación
l	=	Longitud de carga
θ	=	Angulo de salida
v/w	=	Grado de equilibrio
t_r	=	Tiempo de retardo

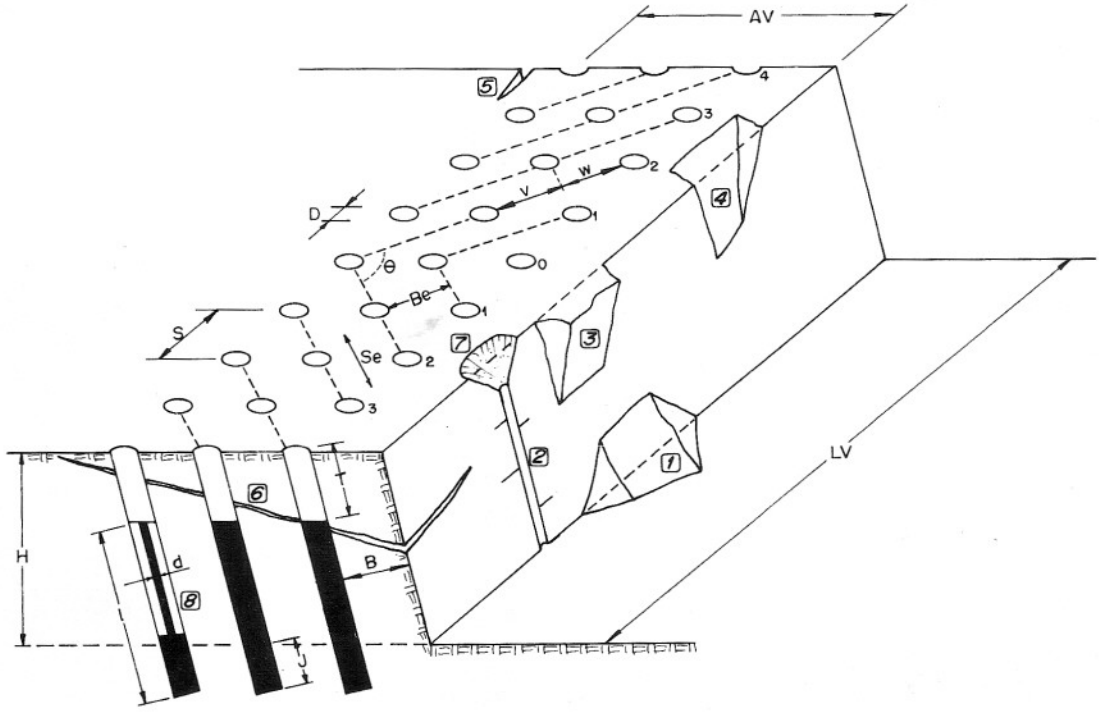


Figura 19.1. *Esquema de una voladura en banco.*

1 = Repié
2 = Caña del barreno
3 = Roca saliente o en voladizo
4 = Sobreexcavación
5 = Grieta de tracción
6 = Descabezamiento
7 = Cráter de bocazo
8 = Carga desacoplada

A continuación, se expone la influencia sobre los resultados de las voladuras de cada una de las variables indicadas y las tendencias actuales seguidas en su elección.

2. DIAMETRO DE LOS BARRENOS

El diámetro de perforación idóneo para un trabajo dado depende de los siguientes factores:

— Características del macizo rocoso que se desea volar.
— Grado de fragmentación requerido.
— Altura de banco y configuración de las cargas.
— Economía del proceso de perforación y voladura.
— Dimensiones del equipo de carga.

Cuando el diámetro de los barrenos «D» es pequeño, los costes de perforación, cebado e iniciación serán altos, y en las operaciones de carga, retacado y conexión se invertirá mucho tiempo y mano de obra. Si «D» es muy pequeño, la única ventaja que se presenta es la mejor distribución del explosivo y por lo tanto un consumo específico de éste menor.

Cuando los diámetros son grandes, y por consiguiente lo son los esquemas de perforación, la granulometría que se obtendrá en las voladuras podrá llegar a ser inaceptable si la familia de diaclasas y discontinuidades presentan un espaciamiento amplio y conforman bloques «in situ». Fig. 19.2.

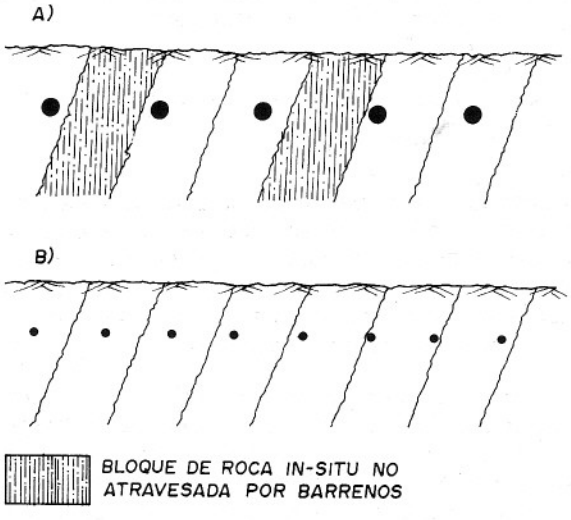


Figura 19.2. *Influencia del esquema de perforación y de las discontinuidades en la producción de grandes bloques.*

En tales casos se recomienda que el espaciamiento entre barrenos sea menor que la separación media entre fracturas. También debe procederse de igual manera si el área a volar está constituida por una matriz elasto-plástica que engloba bloques de roca sana que difícilmente pueden fragmentarse si no se intersectan con barrenos en una malla cerrada.

El aumento de «D» va acompañado de las siguientes ventajas:

— Elevación de la velocidad de detonación de los explosivos, por lo que se producirá la detonación en un régimen más estable y menos afectado por las condiciones externas.
— Disminución del coste global de perforación y voladura.
— Posibilidad de mecanización de la carga de explosivo.
— Mayor rendimiento de la perforación (m^3 volados/ml perforado).
— Aumento del rendimiento de la excavadora como consecuencia de la reducción de zonas de baja productividad.

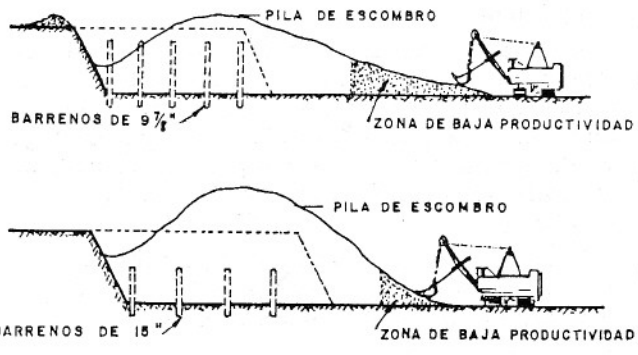


Figura 19.3. *Zonas de baja productividad para excavadoras de cables.*

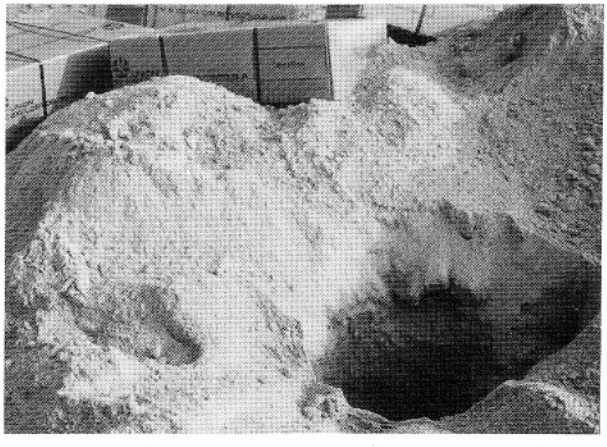


Foto 19.1. *Barreno de gran diámetro.*

En cuanto a la fragmentación, si se desea que permanezca constante y se aumenta «D», será preciso elevar el consumo específico de explosivo pues las cargas están peor distribuidas en el macizo rocoso.

La longitud de retacado «T» aumenta con el diámetro de perforación, pudiendo llegar a constituir la parte alta del barreno una fuente potencial de formación de bloques.

En rocas masivas, cuando la longitud de carga «l» y el diámetro «D» presentan ratios «l/D < 60», un incremento de este último parámetro tiende a aumentar la fragmentación. Esto se explica por el efecto de rotura de los extremos de las cargas cilíndricas poco alargadas. Conforme «l/D» tiende hacia 60, la importancia de las regiones hemisféricas decrece.

Cuando «l/D > 60», un incremento de «D» obliga a elevar el consumo específico si se quiere mantener la fragmentación.

En voladuras a cielo abierto los diámetros cubren un amplio rango desde los 50 mm hasta los 380 mm. En obras públicas es habitual operar con valores de «D» entre 50 y 125 mm, mientras que en minería la tendencia ha sido incrementar este parámetro de diseño, siendo habituales diámetros comprendidos entre 165 mm y 310 mm.

En trabajos subterráneos el aumento del diámetro de los barrenos ha sido limitado y sólo en la minería metálica se han alcanzado valores entre 125 mm y 220 mm. En el avance de galerías y túneles se opera en el rango de 32 mm a 64 mm y en las voladuras en banco para excavaciones de cavernas lo normal son calibres entre 64 y 90 mm.

En relación con los equipos de carga, debe existir un equilibrio entre las dimensiones de éstos, los diámetros de perforación y la capacidad de las unidades de transporte, Fig. 19.4.

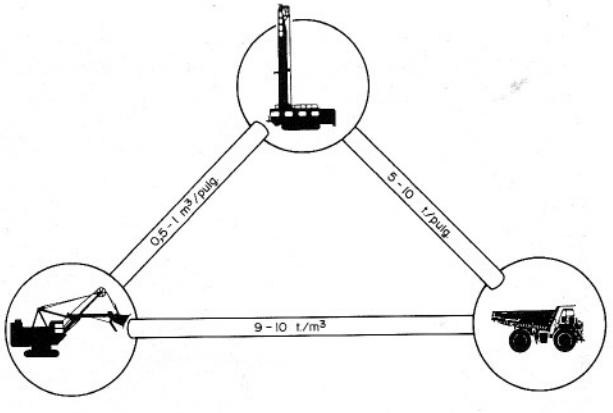


Figura 19.4. *Triángulo de dimensionamiento de los equipos de perforación, carga y transporte.*

3. ALTURA DE BANCO

La rigidez del paralelepípedo de roca situado delante de los barrenos tiene una gran influencia sobre los resultados de las voladuras. Cuando la relación «H/B» es grande, el desplazamiento y deformación de la roca es fácil, particularmente en el centro del banco. Ash (1977) señala que la relación óptima es «H/B ≥ 3».

Si «H/B = 1», se obtendrá una fragmentación gruesa con problemas de sobreexcavación y repiés. Con «H/B = 2» se aminoran estos efectos, eliminándose en su totalidad con «H/B ≥ 3».

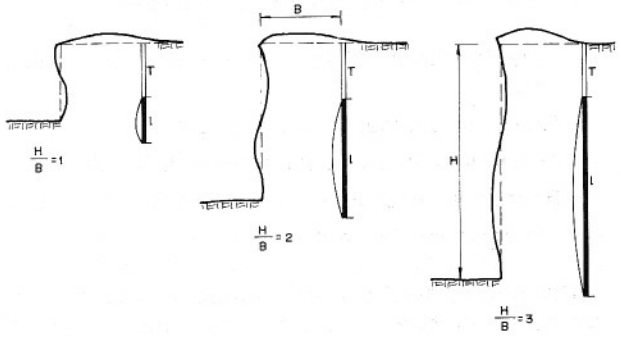


Figura 19.5. *Estados de flexión de un banco con distintas relaciones H/B* (Ash).

La condición «H/B ≥ 3» se cumple generalmente en canteras y en explotaciones de descubierta de carbón, pero no en minería metálica puesto que la altura de banco viene impuesta por:

— El alcance de la máquina de carga, y
— La dilución del mineral.

Cuando «H» es pequeña cualquier variación de la piedra «B» o el espaciamiento «S» tiene una gran influencia en los resultados de las voladuras. Cuando «H» aumenta, manteniendo «B» constante, el espaciamiento puede incrementarse sin verse afectada la fragmentación hasta un valor máximo.

Si las alturas de banco son muy grandes, pueden presentarse problemas de desviación de los barrenos que afectarán no sólo a la fragmentación de la roca, sino que incluso aumentarán el riesgo de generar fuertes vibraciones, proyecciones, y sobreexcavaciones, pues la malla de perforación «B × S» no se mantendrá constante en las diferentes cotas del barreno.

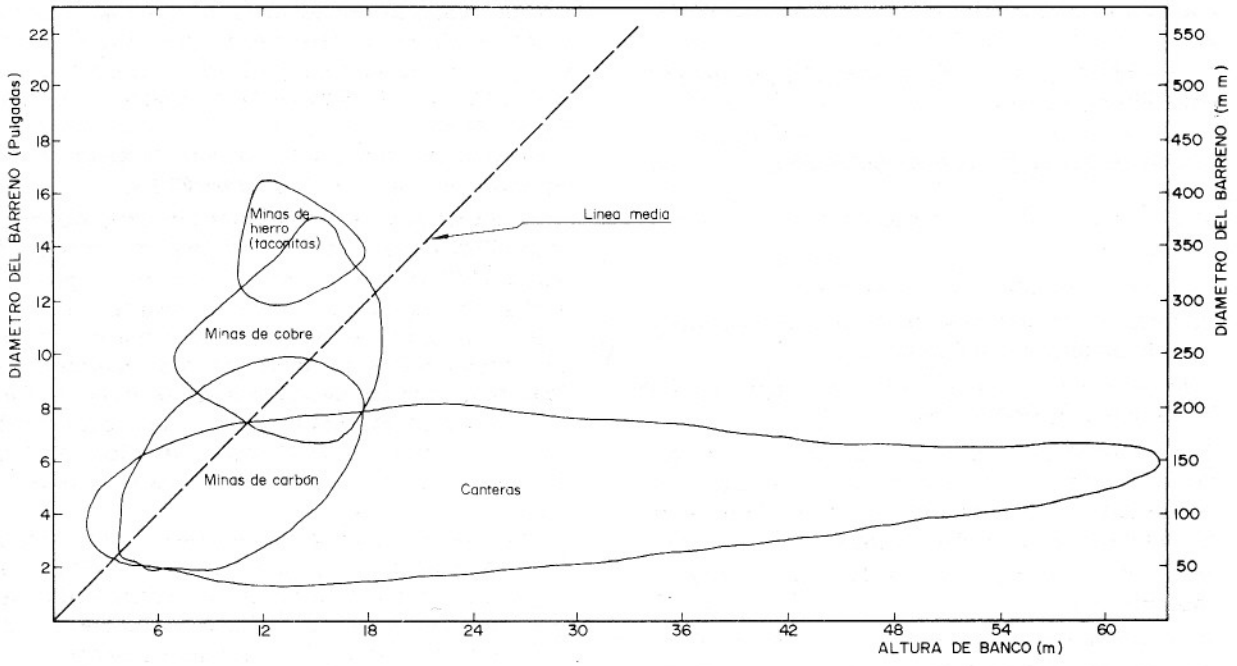


Figura 19.6. *Diámetro de perforación vs. Altura de banco.*

4. INCLINACION DE LOS BARRENOS

En las voladuras en banco la perforación inclinada presenta numerosas ventajas, pero también algunos inconvenientes que deberán ponderarse en cada caso particular. Habitualmente, con equipos de perforación rotopercutivos los barrenos son inclinados, pero en las grandes minas a cielo abierto donde se utilizan perforadoras rotativas la tendencia parece dirigirse hacia los barrenos verticales.

Las ventajas que presenta la perforación inclinada son:

— Mejor fragmentación, desplazamiento y esponjamiento de la pila de material, ya que se mantiene más uniforme el valor de la piedra «B» a lo largo del barreno y aumenta el ángulo de la trayectoria de proyección. Fig. 19.7.

— Menores problemas de descabezamiento de barrenos, Fig. 19.7, disminuyendo así los cortes y fallos en las voladuras.

— Taludes más sanos y seguros en los nuevos bancos creados.

— Mayor rendimiento de las palas cargadoras de ruedas debido a la menor altura y mayor esponjamiento de la pila.

— Menor sobreperforación y mejor aprovechamiento de la energía del explosivo con la consiguiente disminución del nivel de vibraciones producido.

— Menor consumo específico de explosivo al reflejarse de forma más eficiente la onda de choque en el pie del banco y posibilidad de aumentar la dimensión de la piedra con menor riesgo de aparición de repiés. Fig. 19.8.

— En explotaciones de carbón, no se produce una

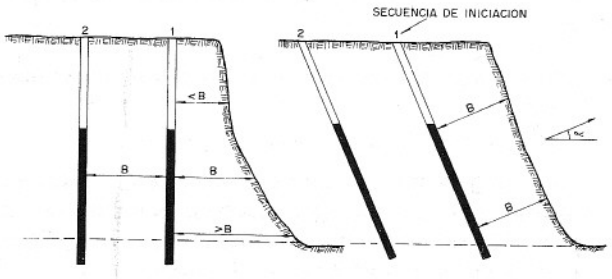


Figura 19.7. *Perforación inclinada vs. Perforación vertical.*

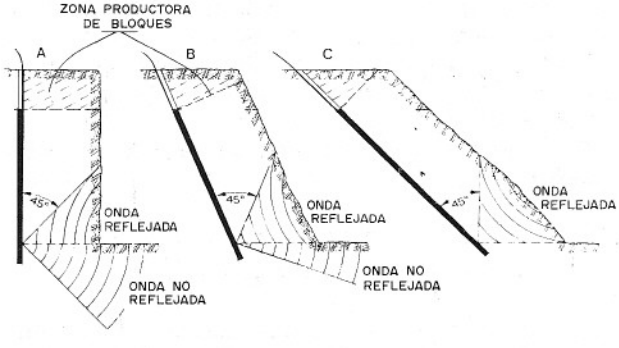


Figura 19.8. *Ventajas de los barrenos inclinados.*

sobretrituración de éste durante la voladura de estéril.

— Mayor rendimiento de la perforación por unidad volumétrica arrancada.

Por el contrario, los inconvenientes son:

— Mayor desviación de los barrenos cuando éstos son largos.
— Aumenta la longitud de perforación.
— Dificulta el posicionamiento de las perforadoras y las operaciones de emboquille.
— Exige una supervisión cuidadosa que repercute en los tiempos improductivos.
— Disminuye el empuje disponible en las perforadoras, por lo que en rocas duras la velocidad de penetración se ve limitada en proporción directa al ángulo de inclinación del mástil.
— Mayor desgaste de las bocas, varillaje y estabilizadores.
— Menor disponibilidad mecánica de la máquina de perforación, debido a los mayores esfuerzos de fatiga en el mástil y desgastes en el sistema de traslación.
— Con excavadoras de cables la reducción de la altura de la pila repercute negativamente en el rendimiento de carga.
— Empeoramiento del barrido de los detritus, debido a las fuerzas de rozamiento que hacen necesario un aumento del caudal de aire.
— Problemas de carga de explosivo, especialmente en barrenos con agua.

5. RETACADO

El retacado es la longitud de barreno que en la parte superior se rellena con un material inerte y tiene la misión de confinar y retener los gases producidos en la explosión para permitir que se desarrolle por completo el proceso de fragmentación de la roca. Si el retacado es insuficiente se producirá un escape prematuro de los gases a la atmósfera, generándose problemas de onda aérea y riesgo de proyecciones. Por el contrario, con un retacado excesivo se obtendrá gran cantidad de bloques procedentes de la parte alta del banco, poco esponjamiento de la pila de material y un nivel de vibración elevado.

En la determinación del retacado, se deben tener en cuenta:

— El tipo y tamaño del material utilizado, y
— La longitud de la columna de retacado.

Normalmente, el material que se emplea es el detrito de perforación, debido a su disponibilidad junto a la boca del barreno. Sin embargo, recientes estudios han demostrado que el material granular anguloso, como la piedra procedente de machaqueo, es más efectivo y que la resistencia a la eyección de la columna de retacado aumenta con la disminución del contenido de humedad.

El retacado más eficaz se alcanza para tamaños de partícula entre «1/17 D» y «1/25 D».

Las investigaciones realizadas por Otuonye indican que utilizando un material de retacado con un diámetro «1/25 D» procedente de trituración, puede reducirse la longitud de retacado hasta un 41%.

En la práctica, las longitudes óptimas de retacado aumentan conforme disminuyen la competencia y calidad de la roca, variando entre «20 D» y «60 D». Siempre que sea posible debe mantenerse una longitud de retacado superior a «25 D» para evitar los problemas de onda aérea, proyecciones, cortes y sobreexcavaciones.

En voladuras múltiples, debe prestarse especial cuidado en el retacado de los barrenos de la primera fila, sobre todo cuando el frente se encuentra con irregularidades que hacen que desde la cabeza al pie del banco la dimensión de la piedra varíe ampliamente.

Cuando el cebado se realiza en cabeza hay que tener en cuenta el efecto negativo del cordón detonante sobre el material de retacado, ya que lo comprime lateralmente creando una vía de escape prematuro de los gases de explosión a la atmósfera.

En voladuras subterráneas con el método de barrenos largos, el retacado intermedio entre las cargas espaciadas y secuenciadas se dimensionará para evitar la iniciación simultánea por simpatía y la desensibilización por precompresión, manteniendo un grado de fragmentación de la roca que no dificulte la carga.

6. SOBREPERFORACION

La sobreperforación «J» es la longitud de barreno por debajo del nivel del piso que se necesita para romper la roca a la altura del banco y lograr una fragmentación y desplazamiento adecuado que permita al equipo de carga alcanzar la cota de excavación prevista.

Si la sobreperforación es pequeña no se producirá el corte en la rasante proyectada, resultando la aparición de repiés con un considerable aumento de los costes de carga.

Pero, si la sobreperforación es excesiva se producirá:

— Un aumento de los costes de perforación y voladura.
— Un incremento del nivel de vibraciones.
— Una fragmentación excesiva en la parte alta del banco inferior, que provocará problemas en la perforación del mismo y afectará en las zonas finales de corta a la estabilidad de los taludes.
— Un aumento del riesgo de descabezamiento y sobreexcavación al acentuarse la componente vertical de desplazamiento de la roca.

La rotura en el fondo del barreno se produce en forma de conos invertidos cuyos ángulos con la horizontal dependen de la estructura del macizo y de las tensiones residuales. Normalmente, varían entre 10° y 30°. Fig. 19.9.

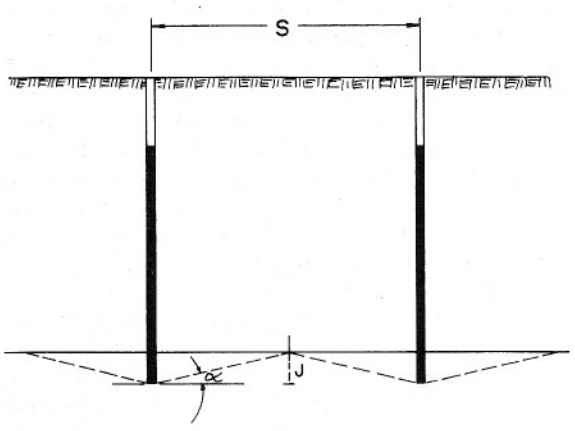


Figura 19.9. *Sobreperforación mínima necesaria.*

El valor de la sobreperforación para que se produzca la intersección de las superficies cónicas al nivel de banco vale normalmente «J = 0,3 B», pues se cumple que «S = 1 a 1,4 B» y además «$J = \text{tag}\ \alpha \times \left(\frac{S}{2}\right)$», tomando «α» los valores indicados.

Las relaciones normales «J/B» para voladuras en banco se recogen en la Tabla 19.1.

TABLA 19.1

CONDICIONES DEL TERRENO	$\frac{J}{B}$
• Planos de discontinuidad en el pie del banco. Roca estratificada horizontal.	0
• Repiés poco probables. Roca blanda	0,1-0,2
• Repiés normales. Roca media	0,3
• Repiés difíciles. Roca dura	0,4-0,5

Para disminuir la sobreperforación es recomendable la utilización de explosivos que proporcionen una elevada concentración de energía por unidad de longitud en la parte inferior de la carga y perforar barrenos inclinados. Fig. 19.10.

En explotaciones de capas horizontales de carbón, para eliminar el efecto de trituración de los extremos de las cargas, la sobreperforación toma valores negativos, ya que se efectúa un relleno en el fondo del barreno en una longitud aproximada de «4 D».

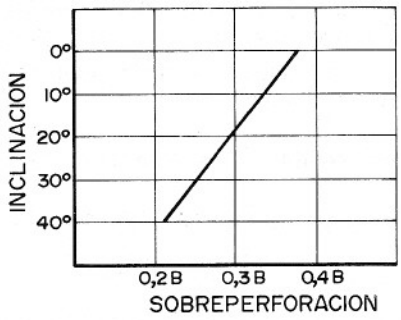


Figura 19.10. *Reducción de la sobreperforación con la inclinación de los barrenos.*

7. PIEDRA Y ESPACIAMIENTO

La piedra «B» es la distancia mínima desde el eje de un barreno al frente libre y el espaciamiento «S» es la distancia entre barrenos de una misma fila. Estas variables dependen básicamente del diámetro de perforación, de las propiedades de las rocas y de los explosivos, de la altura de banco y del grado de fragmentación y desplazamiento del material deseado.

Se han propuesto numerosas fórmulas de cálculo de la piedra que tienen en cuenta uno o varios de los parámetros indicados, pero todas proporcionan valores que se sitúan en el rango de «25 a 40 D», dependiendo fundamentalmente de las propiedades del macizo rocoso. Fig. 19.11.

En lo relativo a la piedra «B», es muy importante asegurarse de que su dimensión es la adecuada. Va-

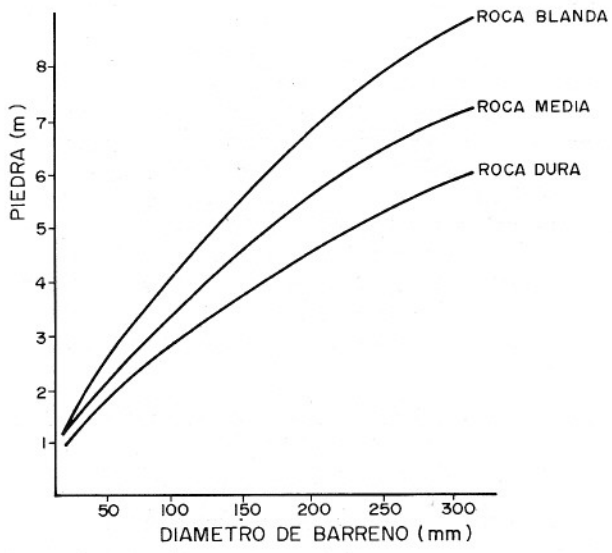


Figura 19.11. *Dimensión de la piedra en función del diámetro de perforación.*

lores mayores o menores con respecto al teórico previsto pueden darse en las siguientes situaciones:

— Error de posicionamiento o replanteo del barreno.
— Falta de paralelismo entre el barreno y la cara del banco.
— Desviaciones del barreno durante la perforación.
— Irregularidades en el frente del talud.

Si la piedra es excesiva los gases de la explosión encuentran mucha resistencia para agrietar y desplazar la roca, y parte de la energía se transforma en energía sísmica aumentando la intensidad de las vibraciones. Este fenómeno tiene su manifestación más clara en las voladuras de precorte donde el confinamiento es total y se registran niveles de vibración hasta cinco veces superiores a los de una voladura en banco.

Si la dimensión de la piedra es reducida los gases se escapan y expanden a una velocidad muy alta hacia el frente libre, impulsando a los fragmentos de roca, proyectándolos de forma incontrolada, y provocando además un aumento en la sobrepresión aérea y el ruido.

En cuanto al espaciamiento «S», su valor se calcula en función de la piedra, del tiempo de retardo entre barrenos y de la secuencia de encendido. Espaciamientos muy pequeños producen entre las cargas un exceso de trituración y roturas superficiales en cráter, bloques de gran tamaño por delante de la fila de barrenos y problemas de repiés. Fig. 19.12.

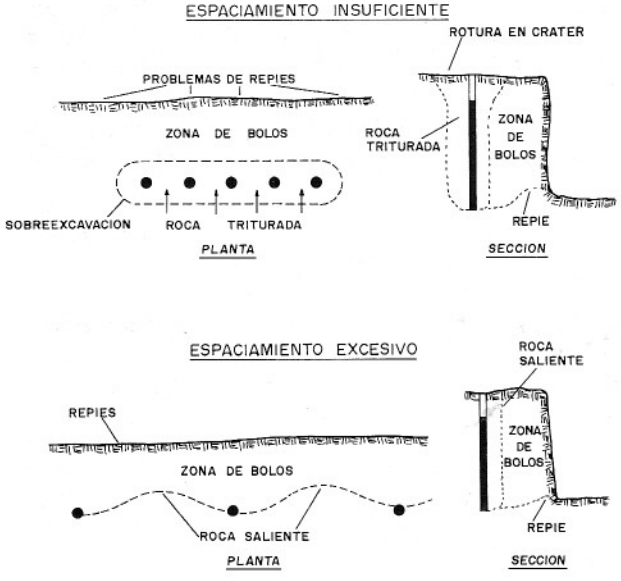


Figura 19.12. *Influencia del espaciamiento en una voladura en banco (Dick y otros).*

Dimensiones excesivas de la separación entre barrenos dan lugar a una fracturación inadecuada entre cargas, acompañada por problemas de repiés y un frente muy irregular con resaltes de roca en la nueva cara del banco.

8. ESQUEMAS DE PERFORACION

En las voladuras en banco, habitualmente, los esquemas utilizados son cuadrados o rectangulares, debido a la facilidad de replanteo de los puntos de emboquille. No obstante, los esquemas más efectivos son los denominados «al tresbolillo» y entre ellos el mejor es el que forma triángulos equiláteros, ya que es el que proporciona la mejor distribución de la energía del explosivo en la roca y permite obtener una mayor flexibilidad en el diseño de la secuencia de encendido y dirección de salida de la voladura. Este esquema produce la mejor fragmentación, con un espaciamiento que vale «$S = 1{,}15\ B$» para barrenos verticales y «$S = 1{,}15\ B \times \cos \Theta$», siendo «$\Theta$» el ángulo con respecto a la vertical, para barrenos inclinados.

Si se considera un esquema cuadrado de 4,5 m de lado Fig. 19.13a, el punto más alejado y equidistante de los cuatro barrenos se encuentra a una distancia de 3,18 m. En el caso de un esquema al tresbolillo con triángulos equiláteros Fig. 19.13b, la malla equivalente es de 4,2 × 4,8 m y el centro del triángulo está a una distancia de los barrenos de 2,79 m.

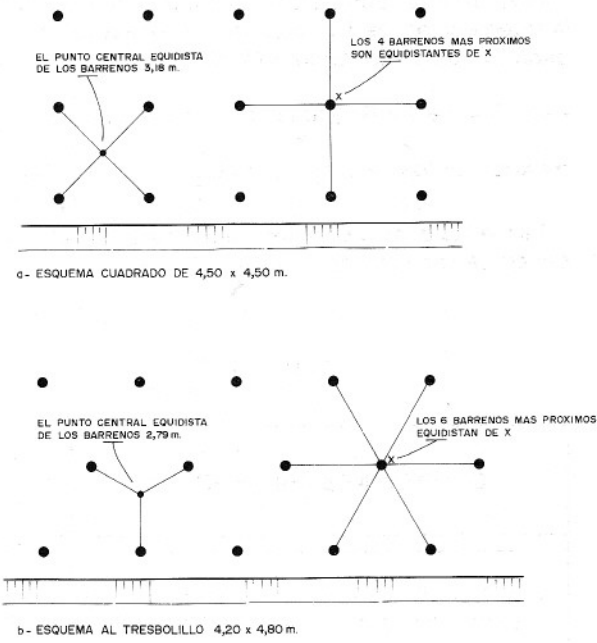


Figura 19.13. *Comparación de un esquema cuadrado (a) y al tresbolillo (b).*

Como la caída de la tensión producida por la onda de choque es proporcional al cuadrado de la distancia, en el punto equidistante de los barrenos con esquema cuadrado se registrará un 23% menos de energía que en el esquema al tresbolillo equivalente.

En rocas blandas, los resultados con esquemas rectangulares son buenos y no suele ser necesario disponer los barrenos al tresbolillo.

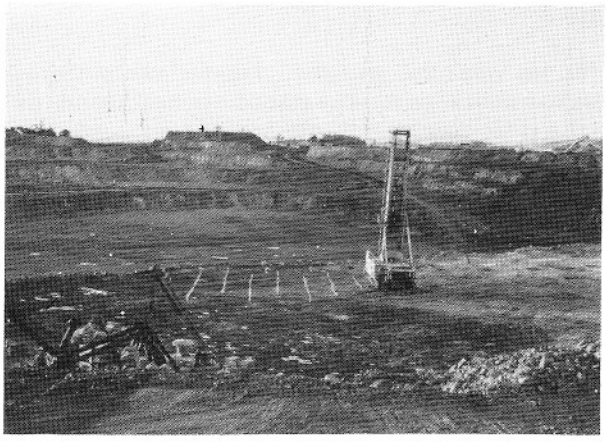


Foto 19.2. *Perforación de una voladura de gran diámetro.*

9. GEOMETRIA DEL FRENTE LIBRE

La geometría del frente más efectiva es aquella en la que cada punto de esa superficie equidista del centro de la carga de explosivo. Con pequeñas cargas esféricas esa situación se presenta en el taqueo de bolos donde con una pequeña carga confinada en un barreno se consigue la rotura con unos pocos consumos que llegan a ser muy bajos, del orden de 80-100 g/m^3. Sin embargo, en voladuras de producción con cargas cilíndricas las condiciones son diferentes y son necesarias mayores cantidades de explosivo.

La geometría del frente más efectiva se consigue:

— Disponiendo la cara libre y los barrenos de forma que sean paralelos o formen el ángulo más pequeño posible.

— Estando la roca, próxima a la superficie, algo fracturada por las voladuras precedentes.

— Diseñando una secuencia de encendido en la que cada barreno disponga de un frente que forme una superficie semicilíndrica convexa o biplanar. Fig. 19.14.

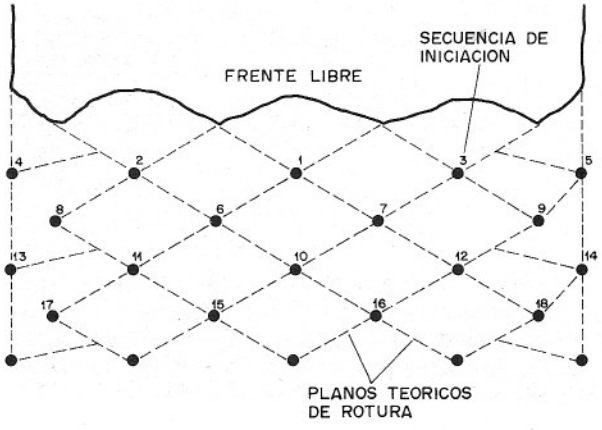


Figura 19.14. *Geometría del frente libre y secuencia de encendido.*

En el caso de voladuras subterráneas, en los cueles de los túneles o cuando se abren chimeneas disparando barrenos contra un frente libre cóncavo, la fragmentación y el desplazamiento se consiguen con grandes dificultades. Esto explica que las distancias desde los primeros barrenos a dichos huecos sean más pequeñas que las que se precisarían disponiendo de una cara libre plana o biplanar convexa.

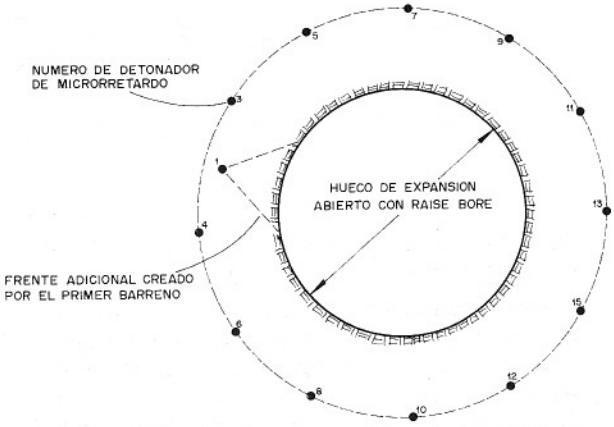


Figura 19.15. *Voladura de una chimenea (Hagan).*

En cuanto a las condiciones del frente, éste debe encontrarse limpio y sin repiés, realizando antes de la voladura las labores auxiliares necesarias. Cuando se dispara una pega teniendo aún sin cargar el escombro de la voladura anterior, que se apoya sobre alguno de los frentes libres, los problemas que aparecen son los siguientes:

— Se generan mayores intensidades de vibración, más sobreexcavaciones y riesgos de inestabilidad.

— Se precisa un esquema más cerrado y un mayor consumo específico de explosivo para obtener el mismo grado de fragmentación y esponjamiento que con el frente descubierto.

— Es probable la aparición de repiés con aumento de los costes de carga y necesidad de voladuras secundarias.

Para obviar algunos de estos inconvenientes se recomienda iniciar la voladura en un área alejada del frente cubierto y diseñar la secuencia de encendido con una dirección de salida paralela a dicho frente. Fig. 19.16.

10. TAMAÑO Y FORMA DE LA VOLADURA

El tamaño de las voladuras debe ser tan grande como sea posible, pues se consiguen las siguientes ventajas:

— Disminución de los tiempos improductivos de los

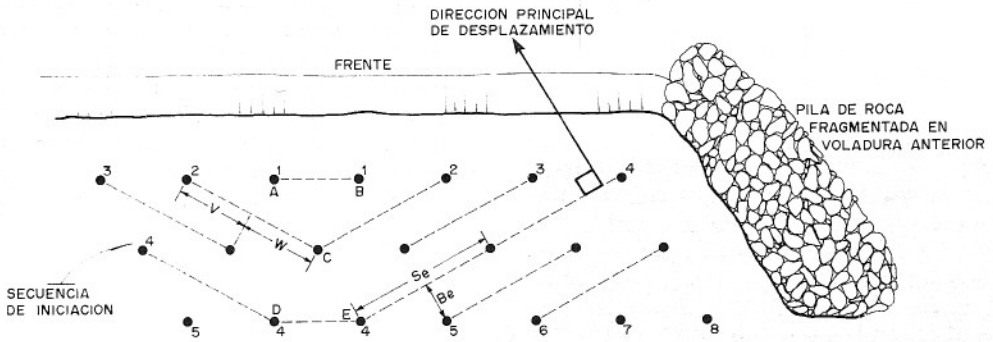


Figura 19.16. *Disparo de voladuras con un frente cubierto.*

equipos de perforación y carga, de las operaciones de replanteo, etc.

— Menor longitud porcentual de la zona perimetral de las voladuras, donde se produce una fragmentación más deficiente debido a: la mayor dificultad de establecer esquemas regulares, al riesgo de encontrar bloques preformados por las pegas anteriores y al escape prematuro de los gases por las grietas existentes, además del mayor tiempo de supervisión y control que implica en sí la voladura.

En general, la fragmentación en las voladuras múltiples es mejor que en las de una sola fila. En las explotaciones metálicas subterráneas las voladuras grandes también proporcionan mejores resultados.

La forma de las voladuras debe ser tal que:

— Con un frente libre, la relación longitud de frente/anchura «LV/AV» sea mayor de 3. Fig. 19.17.

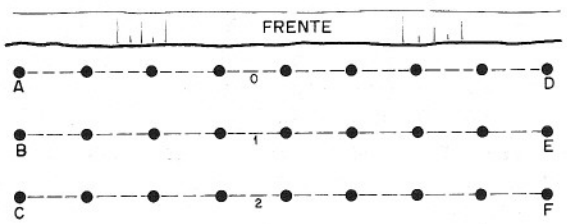


Figura 19.17. *Voladura con un frente libre.*

— Con dos frentes libres las voladuras deben diseñarse con «LV/AV > 2». Fig. 19.18.

En contraposición, los inconvenientes de las voladuras con filas múltiples son:

— Aumento de la intensidad de las vibraciones y onda aérea producidas, por lo que en algunos casos, como en las proximidades de zonas urbanas, no son aplicables.

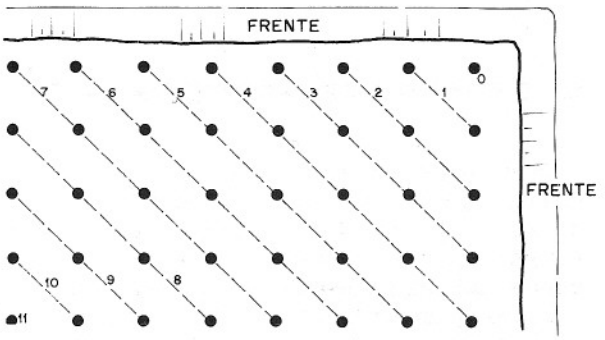


Figura 19.18. *Voladura con dos frentes libres.*

— Aparición de sobreexcavaciones y proyecciones en las últimas filas si no se ha disparado con una secuencia correcta.

— En rocas muy blandas, reducción de la bonificación del volumen arrancado por sobreexcavación al disminuir el número de voladuras.

Foto 19.3. *Voladura con dos frentes libres.*

11. VOLUMEN DE EXPANSION DISPONIBLE

Cuando la roca se fragmenta se produce un aumento de volumen. Si el hueco en el que se expande el material es menor del 15% del volumen de éste, los mecanismos de rotura se verán afectados negativamente y los fragmentos de roca tenderán a entrelazarse dando como resultado un apelmazamiento de éstos.

En voladuras subterráneas de gran tamaño, se recomienda que el volumen de expansión disponible sea mayor del 25% para conseguir un flujo adecuado de la roca hacia los puntos de carga y evitar la formación de campanas colgadas.

En el avance de túneles y galerías si el volumen de hueco en el cuele es demasiado pequeño se producirá un fenómeno de sinterización o deformación plástica del material finamente troceado. Siempre que sea posible se recomienda que el volumen de expansión útil sea mayor del 15% del propio volumen del cuele. En aquellos diseños de voladuras donde no se dispone de barrenos vacíos, el empuje de la roca se conseguirá a expensas de aumentar la carga específica en dicha zona.

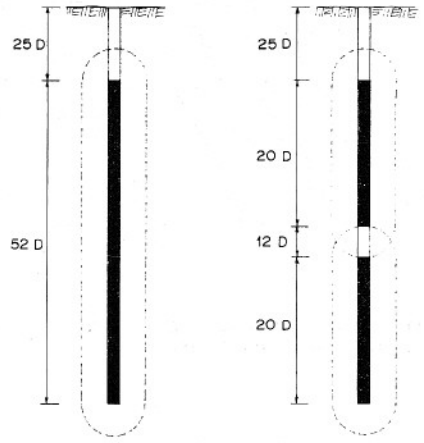


Figura 19.19. *Columnas de cargas continuas y espaciadas.*

12. CONFIGURACION DE LAS CARGAS

Cuando los barrenos sean de pequeña longitud se usarán columnas continuas de explosivo, pero si los barrenos son de bastante profundidad la mejor relación coste/efectividad se obtendrá con cargas espaciadas.

Harries y Hagan (1979) han demostrado que la tensión generada por la detonación de una carga aumenta cuando la relación «l/D» se incrementa de 0 a 20, permaneciendo constante a partir de ese valor. De esta forma, empleando la relación «l/D = 20» se obtendrá la fragmentación máxima y se alcanzará el valor óptimo de la piedra «B_o». Si esas cargas son iniciadas en los puntos medios se producirá una intensa fragmentación en las zonas hemiesféricas de cada uno de los extremos, por lo que se ha visto que una carga continua con «l/D = 52» no es mejor que la espaciada con «l/D = 20» y un retacado de «12D». Fig. 19.19.

Sin embargo, la utilización de cargas espaciadas puede afectar adversamente al rendimiento de las palas de ruedas como consecuencia del menor desplazamiento y esponjamiento del material. Donde este problema no es un condicionante, el interés por este tipo de configuración de cargas dependerá de la diferencia entre el ahorro potencial de explosivo y el tiempo, grado de complejidad y coste de iniciación añadido a la columna seccionada.

El atractivo de las cargas espaciadas aumentará conforme los explosivos se encarezcan, el retacado pueda mecanizarse y cuando las vibraciones constituyan una limitación y sea preciso disminuir las cargas operantes mediante el seccionado y secuenciado del explosivo dentro de un mismo barreno.

En obras a cielo abierto, las alturas de banco mínimas para poder dividir la columna de forma efectiva deben ser tal que «H/D > 70».

En las voladuras donde se produzcan grandes bloques procedentes del retacado se deberán usar cargas puntuales. Fig. 19.20.

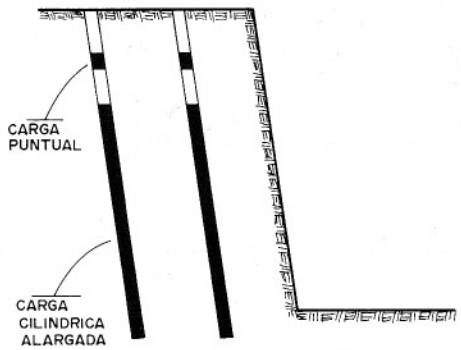


Figura 19.20. *Empleo de cargas puntuales en la zona de retacado.*

También cuando la perforación es vertical y el horizonte rocoso de la zona de retacado es de mayor resistencia que en el resto del banco, puede ser aconsejable perforar barrenos de descarga, o auxiliares, que ayuden a conseguir una fragmentación adecuada. Fig. 19.21.

13. DESACOPLAMIENTO DE LAS CARGAS

La curva Presión-Tiempo de los gases de la explo-

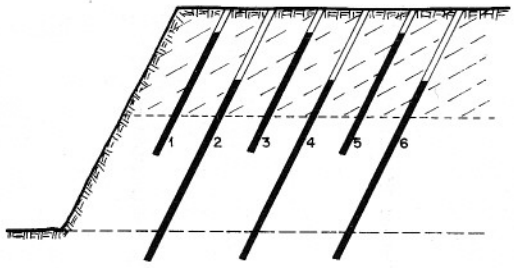


Figura 19.21. *Barrenos auxiliares para ayudar a la fragmentación en la parte alta del banco.*

sión puede controlarse para un explosivo encartuchado con dos técnicas conocidas por «Desacoplamiento y espaciamiento de las cargas». La primera consiste en dejar un hueco vacío o con material inerte entre la columna de explosivo y la pared del barreno. La segunda se basa en dividir la carga por medio de separadores de aire o material poroso.

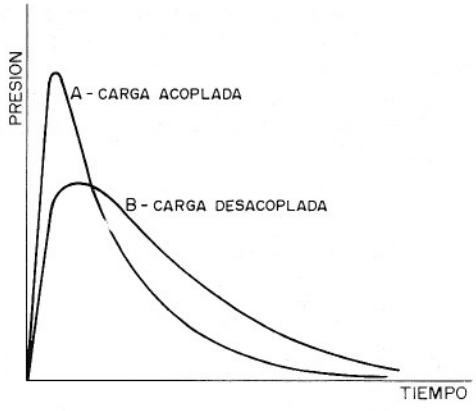


Figura 19.22. *Curvas Presión - Tiempo con o sin desacoplamiento de las cargas.*

Experiencias llevadas a cabo por Melnikov (1972), empleando desacoplamientos del 65 al 75%, demuestran que en algunas rocas se mejora la fragmentación y uniformidad de la granulometría, disminuyéndose el porcentaje de la voladura secundaria entre 2 y 10 veces, así como el consumo específico de explosivo y la intensidad de las vibraciones.

La presión efectiva de los gases sobre la pared del barreno con cargas desacopladas o espaciadas viene dada por:

$$PB_e = PB \times \left(\frac{V_e}{V_b} \right)^{1,2}$$

donde:

PB = Presión de barreno.

V_e y V_b = Volumen del explosivo y del barreno, respectivamente.

Actualmente, las tendencias para controlar la curva de presión consisten en emplear explosivos a granel a los que se incorpora un material diluyente en la proporción adecuada. Este método es menos laborioso, más efectivo y económico y se está aplicando con profusión en las voladuras de contorno.

14. EXPLOSIVOS

La elección de un explosivo para una determinada operación requiere una cuidadosa atención tanto de las propiedades de las rocas que se desean fragmentar como de los explosivos disponibles en el mercado.

Cuando se arrancan rocas masivas, casi toda la superficie específica del material se crea en la voladura y los explosivos adecuados son los de mayor potencia y velocidad de detonación «VD» que producen una alta presión de barreno. Por el contrario, en rocas intensamente fracturadas o estratificadas en las que la superficie total de las discontinuidades representa un área relativamente mayor que la que se crea en la voladura, los explosivos de baja densidad y velocidad de detonación son los de mayor eficiencia.

Dado que además de fragmentar la roca se requiere un esponjamiento y desplazamiento del material para lograr efectuar la carga con un buen rendimiento, se debe determinar en cada caso el equilibrio entre la energía de tensión «ET» y la energía de los gases «EB». Para un explosivo dado, esas energías dependerán del diámetro de las cargas, de la densidad y del sistema de iniciación.

Las emulsiones o hidrogeles poseen una «ET» alta y son de aplicación en rocas masivas duras y en aquellas situaciones donde no se precisa un desplazamiento del material, como son las voladuras V.C.R. donde los trozos de roca caen por la acción de la gravedad.

Cuando la detonación de un explosivo crea demasiados finos, por efecto de la trituración de la roca, se deberán emplear agentes de baja densidad como el ANFO y las mezclas de éste con sustancias inertes.

15. DISTRIBUCION DE LOS EXPLOSIVOS EN LOS BARRENOS

En la voladura en banco Fig. 19.23, la energía necesaria para que se produzca la rotura de la roca no es constante en toda su altura. En efecto, la energía generada por el explosivo debe superar la resistencia a tracción de la roca en la sección C DD'C' y la resistencia a cizallamiento en la sección A'B'C'D'.

Como la resistencia a cizallamiento es superior a la resistencia a tracción, es preciso emplear una distribución de carga selectiva, de forma que la energía específica en el fondo del barreno sea de 2 a 2,5 veces superior a la energía de la columna. Esto significa que deben emplearse explosivos de gran densidad y potencia en las cargas de fondo, tales como las dinamitas, hidrogeles y emulsiones, y explosivos de baja den-

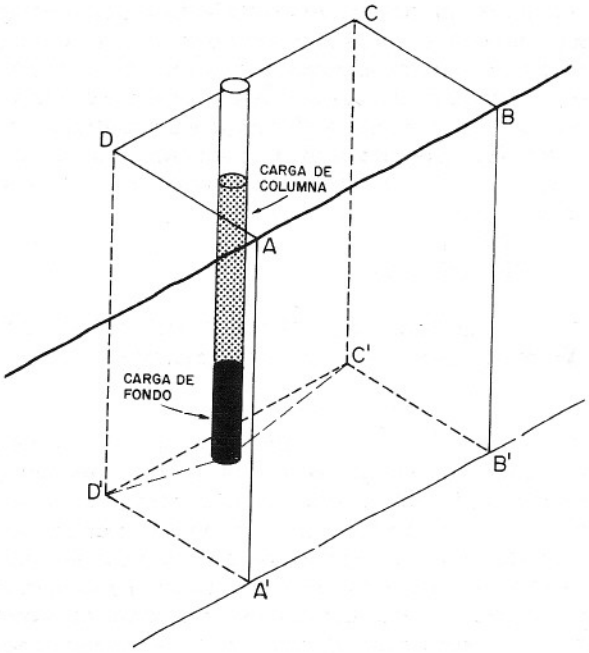


Figura 19.23. *Distribución del explosivo en un barreno para fragmentar la roca en una voladura en banco.*

sidad y potencia media en la carga de columna, como el ANFO o hidrogeles y emulsiones de baja densidad.

La carga de fondo debe tener, al menos, una longitud de «0,6 B» para que su centro de gravedad esté por encima o a la misma cota que el piso del banco. Según Langefors, prolongar la carga de fondo por encima de una longitud igual al valor de la piedra no contribuye apreciablemente al efecto de rotura en el plano del pie de banco, por lo que la carga inferior debe estar comprendida entre 0,6 y 1,3 B.

Mientras que el empleo de cargas selectivas ha sido habitual con diámetros menores de 165 mm, en las que se aplica la teoría de Langefors de cargas cilíndricas alargadas, en las explotaciones mineras a cielo abierto con grandes diámetros de 229-415 mm, se ha extendido el uso de cargas continuas de ANFO a granel y en algunos casos con cargas selectivas constituidas en el fondo por ANFO aluminizado, hidrogeles o emulsiones con longitudes de 8 a 16 D.

En estos casos el empleo de cargas selectivas tiene las siguientes ventajas:

— Aumenta el rendimiento de perforación como consecuencia de un esquema más amplio y la menor longitud de sobreperforación.
— Mejora la rotura en el fondo, eliminando los problemas de repiés y favoreciendo la operación de carga del escombro.
— Disminuye los costes de perforación y voladura, especialmente en rocas duras.
— Baja el consumo específico de explosivo debido a un mejor aprovechamiento del mismo.

Foto 19.4. *Preparación de la carga de fondo.*

16. CONSUMOS ESPECIFICOS DE EXPLOSIVOS

La cantidad de explosivo necesaria para fragmentar 1 m^3 o 1 t de roca es el parámetro conocido por «Consumo Específico CE». De acuerdo con la opinión de numerosos especialistas, este parámetro no constituye la mejor y única herramienta para diseñar las voladuras, a no ser que se refiera a un explosivo patrón o se exprese como consumo energético, fundamentalmente porque la distribución espacial de las cargas de explosivo dentro del macizo rocoso tiene una gran influencia sobre los resultados de las voladuras.

El «CE» de una voladura se incrementa con:

— El aumento del diámetro de los barrenos, la resistencia de la roca y el grado de fragmentación, desplazamiento y esponjamiento requerido.
— Con una mala distribución de la carga, disminución de la resistencia a la eyección del retacado, disparo

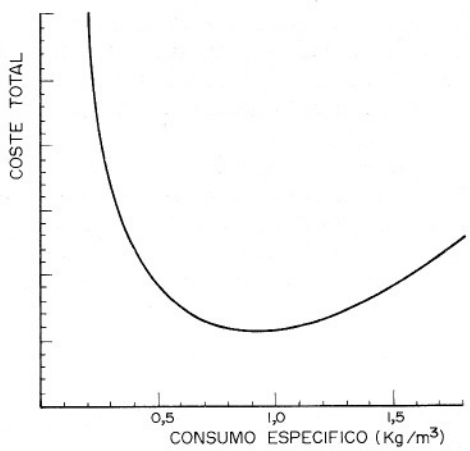


Figura 19.24. *Reducción de los costes de operación con el consumo específico.*

contra un frente libre cóncavo biplanar o cubierto de escombro, relación Longitud/Anchura inadecuada y tiempo de retardo efectivo de las cargas inadecuado.

Cuando se utilizan barrenos paralelos al frente libre y esquemas triangulares equiláteros iniciados con secuencias en «V1» y «V2» los consumos específicos serán menores.

Los «CE» altos, además de proporcionar una buena fragmentación, desplazamiento y esponjamiento de la roca, dan lugar a menores problemas de repiés y ayudan a alcanzar el punto óptimo de los costes totales de operación, es decir de perforación, voladura, carga, transporte y trituración. Fig. 19.24.

En la Tabla 19.2 se indican los valores típicos del «CE» en diversas clases de rocas para voladuras en banco a cielo abierto.

TABLA 19.2

TIPO DE ROCA	CONSUMO ESPECIFICO (kg/m^3)
• Rocas masivas y resistentes	0,6 - 1,5
• Rocas resistencia media	0,30 - 0,6
• Rocas muy fracturadas, alteradas o blandas	0,10 - 0,30

En voladuras subterráneas los «CE» pueden variar entre 0,9 y 7 kg/m^3, dependiendo del tipo de roca, superficie libre, diámetro del barreno y tipo de cueles.

17. INICIACION Y CEBADO DE CARGAS

Para un explosivo dado, mediante el empleo de iniciadores o cebos puede variarse el equilibrio entre la «ET» y la «EB» desarrolladas durante la voladura, para adecuarse a las características resistentes y estructurales de las rocas.

También, cuando se desea elevar la tensión en un tramo de roca más dura dentro de un barreno pueden emplearse iniciadores colocados en esos niveles.

Los tipos de iniciadores, sus efectos sobre las cargas y colocación de los mismos, se han estudiado en el Capítulo 14.

18. TIEMPOS DE RETARDO Y SECUENCIAS DE ENCENDIDO

Los tiempos de retardo entre barrenos y las secuencias de encendido juegan en las voladuras un papel muy importante pues sirven para disminuir las cargas operantes, y por consiguiente los niveles de vibración producidos, y hacer que se consiga una mayor efectividad de los mecanismos de rotura y un control sobre el desplazamiento de la roca, la sobreexcavación, los repiés y las proyecciones. Posteriormente, se analizarán con detalle estas variables de diseño.

19. INFLUENCIA DEL EQUIPO DE CARGA EN EL DISEÑO DE LAS VOLADURAS

Los resultados de la voladura afectan a los rendimientos de los distintos equipos de carga no sólo por la granulometría del material, sino también por el esponjamiento de éste y el perfil geométrico de la pila.

Cuando se utilizan excavadoras de cables o hidráulicas, la altura de banco se fijará en función del alcance de la máquina y las voladuras se diseñarán para que den una buena fragmentación y dejen la pila del material recogida y con pocas zonas de bajo rendimiento. Fig. 19.25.

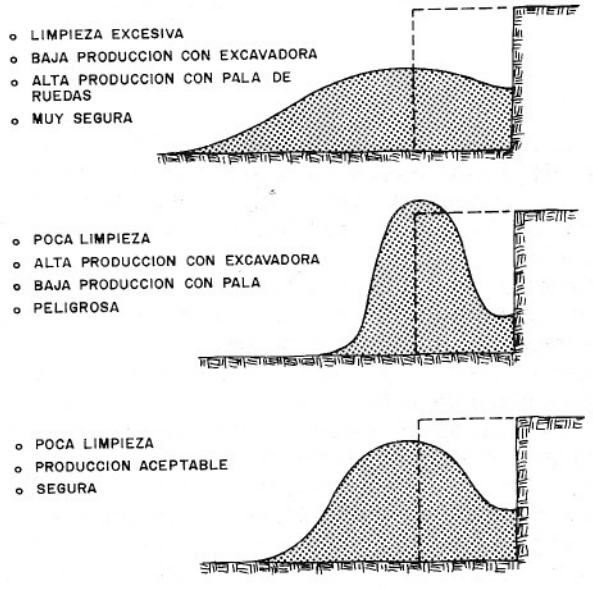


Figura 19.25. *Perfiles de la pila de roca volada.*

Si los equipos de carga son palas de ruedas, se irá a un tipo de voladura que permita alcanzar un desplazamiento y esponjamiento máximo de la roca, una fragmentación fina y una altura de la pila reducida. Fig. 19.25.

En explotaciones de descubierta de carbón o de yacimientos horizontales donde se utilizan dragalinas, la tendencia actual es dar voladuras de «trayectoria controlada o máximo desplazamiento» que hacen que los equipos de arranque no precisen una pluma tan grande y por tanto, se requiera una menor inversión y

una disminución del volumen de roca de doble manipulación.

20. PERFORACION ESPECIFICA

Se define por perforación específica el volumen o la longitud de los barrenos perforados por una unidad de volumen de roca. Al igual que sucede con otros parámetros de diseño, la perforación específica es función de la volabilidad de las rocas.

La expresión que sirve para calcular la perforación específica «PS« en ml/m³ es:

$$PS = \frac{(H/\cos\beta + J)}{\frac{B}{\cos\beta} \times S \times H}$$

donde:

H = Altura de banco (m).
J = Sobreperforación (m).
B = Piedra (m).
S = Espaciamiento (m).
β = Angulo de los barrenos con respecto a la vertical (grados).

y si se quiere obtener «PS» en l/m³ se aplica:

$$PS = \frac{[H / \cos\beta + J] \times [250 \times \pi \times D^2]}{\frac{B}{\cos\beta} \times S \times H}$$

siendo:

D = Diámetro de perforación (m).

En la Fig. 19.26 se expresa la Perforación Específica en función de «D» y la Volabilidad de las rocas.

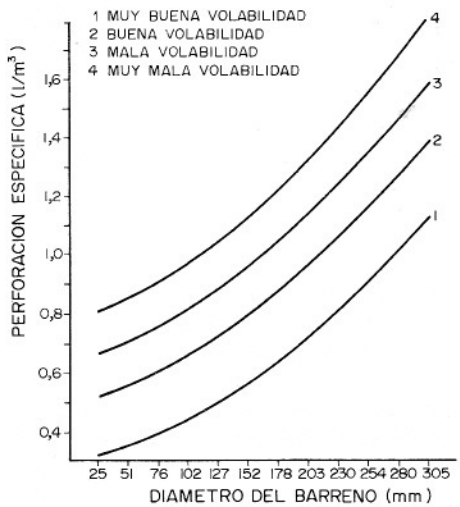


Figura 19.26. *Perforación Específica de cuatro tipos de roca en bancos de 12 m de altura.*

En la Fig. 19.27, se representa un ábaco que permite calcular a partir de la «PS» el volumen de roca volado por metro lineal perforado, según el diámetro de los barrenos, y recíprocamente.

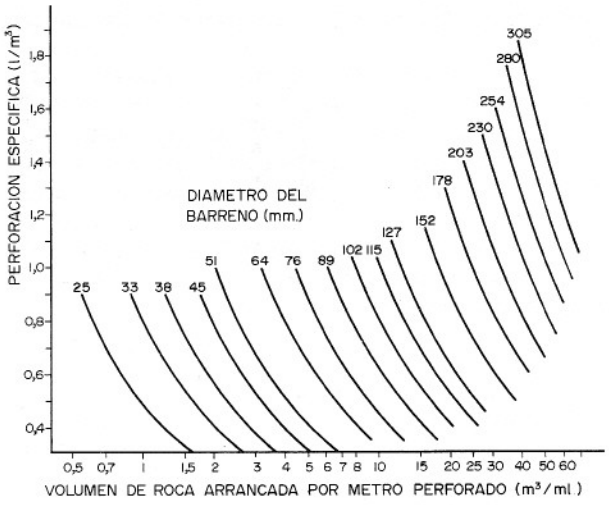


Figura 19.27. *Relación entre el rendimiento de arranque y la perforación específica.*

21. DESVIACION DE LOS BARRENOS

Los factores causantes de las desviaciones de los barrenos se agrupan en cuatro tipos.

Primero, las propiedades estructurales, tales como los planos de esquistosidad, las diaclasas, las juntas abiertas con material blando de relleno, los cambios de litología, etc. Este grupo es especialmente importante cuando la dirección de perforación es oblicua a los planos citados.

Segundo, si el diámetro de perforación elegido es demasiado grande comparado con el diámetro del varillaje, se produce una desviación de los barrenos por la falta de resistencia de la sarta al pandeo, y además un desgaste prematuro de ésta.

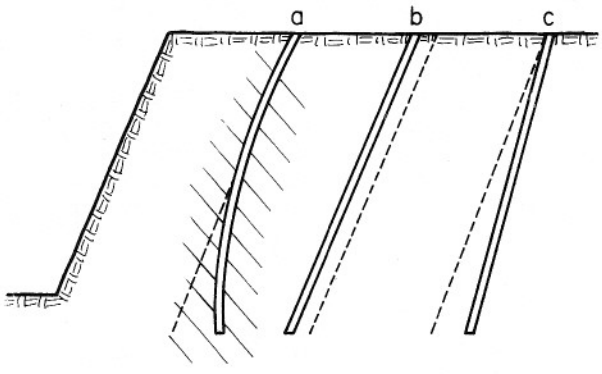


Figura 19.28. *Desviaciones de los barrenos y errores en la perforación.*

Y por último, los errores de alineación y emboquille que son los más comunes en las operaciones de perforación.

En cuanto a los primeros, son frecuentes desviaciones de más de 10 cm o incluso una distancia igual a la magnitud del diámetro. Los errores de alineación se deben al mal posicionamiento de las deslizaderas. Algunos valores típicos son los indicados en la Tabla 19.3.

TABLA 19.3

	ERROR DE ALINEACION (%)	
	ALINEACION	
SISTEMA DE ALINEACION	NORMAL	CUIDADOSA
Manual	4-7	3-5
Con Inclinómetro	0,5-1,0	0,2-0,5

Foto 19.5. *Estabilizador de una perforadora rotativa.*

21.1. Control de la desviación de los barrenos

El conocimiento de la desviación de los barrenos es muy importante con vistas a alcanzar la fragmentación. Permite comprobar que los esquemas geométricos de las voladuras no se apartan demasiado de los nominales y evitar así los posibles problemas de proyecciones y sobretamaños en voladuras a cielo abierto o de dilución del mineral en las minas subterráneas.

Los barrenos que presenten mayores desviaciones serán reperforados con el fin de evitar los problemas anteriores.

Actualmente, son varios los instrumentos disponibles en el mercado para medir la desviación de los barrenos:

— Sistema de brújula magnética-clinómetro (TROPARI).
— Clinómetro químico de ácido.
— Girocompás.
— Sistema de dos clinómetros.

Los dos últimos son los más utilizados, si bien el girocompás más usado, que es el Interfel-Eastman, exige fotografiar las lecturas correspondientes mediante una pequeña cámara montada en el interior junto con dos clinómetros y el giroscopio de media. Aunque es un sistema muy preciso, el principal inconveniente es el coste y tiempo invertido.

El último sistema, comercializado con el nombre de BORETRAK, consiste en una cabeza de medida en la que se encuentran los dos clinómetros mutuamente perpendiculares. El resto de los componentes son:

— Conjunto de varillas de 1,82 m de longitud, unidas entre ellas con articulaciones en los extremos.
— Cable de conexión entre la cabeza de lectura y la libreta electrónica.
— Libreta electrónica de 7.800 bytes de capacidad y bateria recargable.
— Soporte de varillas.
— Programa para ordenador compatible IBM-PC.

La cabeza es de acero inoxidable con una longitud de 36 cm y 3,8 cm de diámetro que va fija a la primera varilla. La precisión de los clinómetros es de 0,01°, que equivale a 5,3 cm para una distancia de 30 m.

Las varillas, cuya función es permitir descender la cabeza de lectura en los barrenos, son de 1,82 m de longitud y 2,5 cm de diámetro. Son muy ligeras, ya que están fabricadas por un material de fibra de carbono, y al ser articuladas, pero sin giro, permiten orientar los taladros. La profundidad del detector se determina mediante el número de varillas dentro del barreno, que puede llegar hasta 100 m. El peso del conjunto de varillas para una longitud de 30 m es de 13,5 kg.

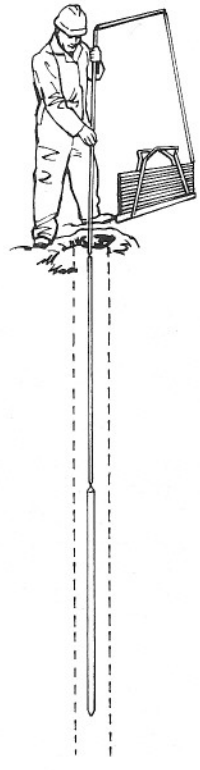


Figura 19.29. *Introducción de las varillas dentro del barreno.*

La libreta electrónica, denominada CDU, posee un microordenador incorporado que sirve para registrar los datos proporciondos por los clinómetros, la inclinación y el buzamiento de la cabeza de lectura. Mediante un teclado, el operador puede introducir información adicional de referencia como: la fecha, número de barreno, longitud de las varillas y longitud que corresponde a la última varilla introducida.

La información almacenada en la memoria de la CDU se transfiere a un ordenador compatible IBM, de al menos 640 k de capacidad. El software desarrollado permite determinar las coordenadas del barreno para cada una de las profundidades en las que se han efectuado lecturas. El sistema de coordenadas puede ser arbitrario o identificado con uno existente si se conoce el azimut de referencia del BORETRAK.

El programa permite representar gráficamente la proyección en planta y el perfil de los barrenos a una escala determinada, Fig. 19.30, pudiendo compararse con las trayectorias diseñadas. La escala horizontal se suele hacer mayor que la vertical con el fin de evidenciar más la desviación de los barrenos.

El procedimiento operativo consiste en ir introduciendo de una en una las varillas dentro del barreno, presionando cada vez en la libreta electrónica la tecla ENTER, con el fin de registrar los datos. El tiempo invertido en introducir las varillas, efectuar las lecturas y sacar todo el sistema oscila entre 4 y 6 minutos para un barreno de 20 m.

El número de barrenos que puede ser registrado sin necesidad de transferir los datos al ordenador, varía con la longitud de éstos.

TABLA 19.4

LONGITUD DE LOS BARRENOS (m)	NUMERO DE BARRENOS
20	120
40	60
90	30
+90	10

La única limitación que presenta este sistema es que los barrenos deben tener un ángulo con respecto a la horizontal superior a 60°, debido a la precisión de los clinómetros y principio de funcionamiento.

En los proyectos subterráneos la manipulación de las varillas exige una altura mínima disponible de 3 m.

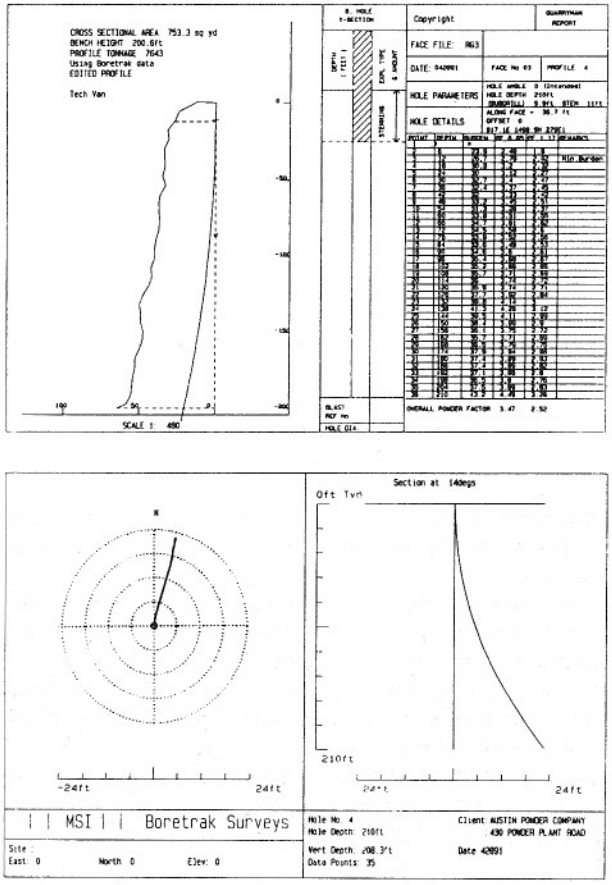


Figura 19.30. *Salidas gráficas con representación de las trayectorias de los barrenos.*

BIBLIOGRAFIA

— ASH, R. L.: «The Mechanic of Rock Breakage». Pit and Quarry. August 1963.
«Design of Blasting Rounds». Surface Mining. AIME, 1972.
«Blasting Characteristics of Large Diameter Boreholes». 6th Annual Drilling and Blasting Technology. Houston, 1977.

— BALL, S. L.: «Quarryface and Borehole Surveying». Measurement Devices Ltd. 1992.

— DICK, R. A., et al.: «Explosives and Blasting Procedures Manual». U.S. Bureau of Mines, 1983.

— HAGAN, T. N.: «The influence of Controllable Blast Parameters on Fragmentation and Mining Costs». 1st. Symp. on Rock Fragmentation by Blasting. Lülea, 1983.
«Blast Design Considerations for Underground Mining and Construction Operations». Design and Performance of Underground Excavations. ISRM/BGS. Cambridge, 1984.
«Increased Profits Trought Improved Open Pit Blasting». Procd. 4th Joint Meeting MMIJ-AIME. Tokyo, 1980.

— HEMPHILL, G. B.: «Blasting Operations». Mc Graw-Hill, 1981.

— KONYA, C. J. and SKIDMORE, D. R.: «Blasthole Depth and Stemming Height Measuring Systems», USBM, 1981.

— KONYA, C. J., and OTUONYE, F.: «Airblast Reduction from Effective Blasthole Steemming». SEE, 1982.

— LANGEFORS, U., and KIHLSTRÖM, B.: «Voladura de Rocas». Edit. URMO, 1973.

— LOPEZ JIMENO, E.: «Parámetros Críticos en la Fragmentación de Rocas con Explosivos». III Jornadas Minerometalúrgicas. Huelva, 1980.

— LOPEZ JIMENO, C., y ABAD, M.: «Estudio de la Influencia del Seccionado de Cargas en un Mismo Barreno para Disminuir el Nivel de Vibraciones». Canteras y Explotaciones, Noviembre 1986.

— LOPEZ JIMENO, E.: «Implantación de un Método de Cálculo y Diseño de Voladuras en Banco». Tesis doctoral. ETS. Ing. de Minas de Madrid, 1986.

— MELNIKOV, N. N.: «The Soviet Union. Recent and Future Development in Surface Coal Mining». CIM Bulletin. October 1972.

— PLA, F., et al.: «Curso de Perforación y Voladuras». Fundación Gómez Pardo. 1978.

Capítulo 20

VOLADURAS EN BANCO

1. INTRODUCCION

En los capítulos precedentes se ha analizado la influencia de las propiedades de las rocas en la fragmentación, los criterios de selección de los explosivos, la incidencia de cada variable de diseño de las voladuras y sus efectos sobre los resultados obtenidos. Queda pues, determinar la disposición geométrica de los barrenos, las cargas de explosivo, la secuencia de encendido y los tiempos de retardo, que constituyen los principales problemas en la práctica de las voladuras.

La expansión de la minería a cielo abierto y la evolución de los equipos de perforación han hecho de las voladuras en banco el método más popular de arranque de rocas con explosivos, y que incluso se haya adaptado e introducido en algunas explotaciones y obras subterráneas.

Las voladuras en banco en trabajos a cielo abierto se clasifican según la finalidad de las mismas, pudiendo distinguirse los siguientes tipos:

a) **Voladuras en banco convencionales.** Se persigue la máxima fragmentación y esponjamiento de la roca.

b) **Voladuras para producción de escollera.** Se busca la obtención de fragmentos gruesos de roca.

c) **Voladuras de máximo desplazamiento.** Se pretende proyectar un gran volumen de roca a un lugar determinado por la acción de los explosivos.

d) **Voladuras para excavación de carreteras y autopistas.** Se caracterizan por los condicionantes que imponen el trazado de la obra y el perfil del terreno.

e) **Voladuras en zanjas y rampas.** Son obras lineales donde por la estrechez y forma de las excavaciones el confinamiento de las cargas es elevado.

f) **Voladuras para nivelaciones y cimentaciones.** Son por lo general trabajos de reducida extensión y profundidad.

g) **Prevoladuras.** Se intenta aumentar la fracturación natural de los macizos rocosos sin apenas desplazar la roca.

En el presente capítulo se estudian únicamente los tres primeros tipos de voladuras.

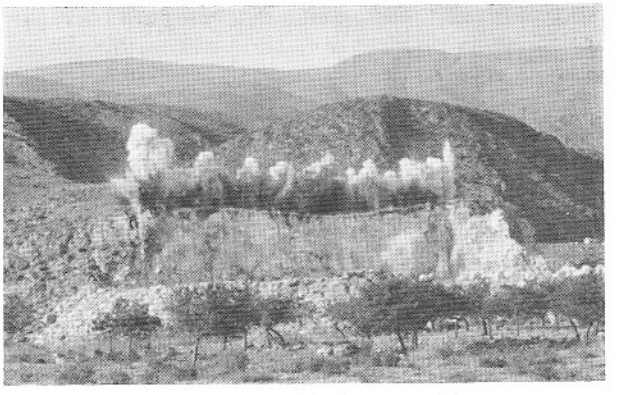


Foto 20.1. *Voladura en banco de una cantera.*

A partir de la década de los 50, se han desarrollado gran número de fórmulas y métodos de determinación de las variables geométricas: piedra, espaciamiento, sobreperforación, etc. Estas fórmulas utilizan uno o varios grupos de parámetros: diámetro del barreno, características de los explosivos, resistencia del macizo rocoso, etc. En el Apéndice I de este capítulo se recoge un resumen de las fórmulas de cálculo más importantes.

Otra clasificación usual de las voladuras en banco se hace atendiendo al diámetro de los barrenos:

— **Voladuras de pequeño diámetro**, desde 65 a 165 mm.

— **Voladuras de gran diámetro**, desde 180 a 450 mm.

En las voladuras de pequeño calibre se puede seguir la técnica sueca desarrollada por Langefors y Kihlström, mientras que las segundas se adaptan mejor a la técnica del cráter enunciada por Livingston o criterios americanos.

No obstante, debido a la gran heterogeneidad de las rocas el método de cálculo debe basarse en un proceso continuo de ensayos y análisis que constituyen un «ajuste por tanteo» (trial and error technique).

En los siguientes apartados, se dan reglas simples que permiten una primera aproximación al diseño geométrico de las voladuras y cálculo de las cargas, caracterizando a las rocas exclusivamente por la resistencia a la compresión simple. Es obvio que en cada

caso, después de las pruebas y análisis de los resultados iniciales, será necesario ajustar los esquemas y cargas de explosivo a tenor del grado de fisuración y control estructural que ejercen las discontinuidades presentes en el macizo rocoso.

2. VOLADURAS EN BANCO DE PEQUEÑO DIAMETRO

Se denominan voladuras de pequeño diámetro aquellas que se encuentran en el rango de 65 mm a 165 mm de diámetro de perforación y sus aplicaciones más importantes son: explotación de canteras, excavaciones de obras públicas y minería a cielo abierto de pequeña escala.

Las cargas de explosivo son cilíndricas alargadas con una relación « l/D > 100» y se realizan generalmente con dos tipos de explosivos, uno para la carga de fondo y otro para la carga de columna.

2.1. Diámetros de perforación

La elección del diámetro de los barrenos depende de la producción horaria, o ritmo de la excavación, y de la resistencia de la roca. Tabla 20.1.

Hay que tener presente que los costes de perforación disminuyen en la mayoría de los casos con el aumento de diámetro.

2.2. Altura de banco

La altura de banco es función del equipo de carga y del diámetro de perforación. Las dimensiones recomendadas teniendo en cuenta los alcances y características de cada grupo de máquinas se recogen en la Tabla 20.2.

Por cuestiones de seguridad, la altura máxima aconsejada en minas y canteras es de 15 m y sólo para aplicaciones especiales, como en voladuras para escollera, se deben alcanzar alturas de 20 m.

2.3. Esquemas de perforación, sobreperforación y retacado

El valor de la piedra «B» es función del diámetro de los barrenos, de las características de las rocas y de los tipos de explosivos empleados.

Si la distribución de la carga es selectiva, con un explosivo de alta densidad y potencia en el fondo y otro de baja densidad y potencia media en la columna, los valores de la piedra oscilan entre 33 y 39 veces el diámetro del barreno «D», dependiendo de la resistencia de la roca a compresión simple y de la altura de la carga de fondo.

El espaciamiento entre barrenos de una misma fila varía entre 1,15 B para rocas duras y 1,30 para rocas blandas.

La longitud del retacado y de la sobreperforación se calculan en función del diámetro de los barrenos y de la resistencia de la roca.

En la Tabla 20.3 se indican los valores tentativos de los parámetros geométricos en función de las resistencias de las rocas.

2.4. Inclinación de los barrenos

En la gama de diámetros de trabajo citada los equipos de perforación son habitualmente rotopercutivos de martillo en cabeza, neumáticos e hidráulicos, y de martillo en fondo. Estas máquinas permiten inclina-

TABLA 20.1

DIAMETRO DEL BARRENO (mm)	PRODUCCION HORARIA MEDIA (m^3b/h)	
	Roca blanda-media < 120 MPa	Roca dura-muy dura > 120 MPa
65	190	60
89	250	110
150	550	270

TABLA 20.2

ALTURA DE BANCO H (m)	DIAMETRO DEL BARRENO D (mm)	EQUIPO DE CARGA RECOMENDADO
8 - 10	65 - 90	Pala de ruedas
10 - 15	100 - 150	Excavadora hidráulica o de cables

TABLA 20.3

VARIABLE DE DISEÑO	RESISTENCIA A COMPRESION SIMPLE (MPa)			
	Blanda < 70	Media 70-120	Dura 120-180	Muy Dura > 180
PIEDRA - B	39 D	37 D	35 D	33 D
ESPACIAMIENTO - S	51 D	47 D	43 D	38 D
RETACADO - T	35 D	34 D	32 D	30 D
SOBREPERFORACION - J	10 D	11 D	12 D	12 D

ciones de las deslizaderas con ángulos de hasta 20° e incluso mayores con respecto a la vertical.

La longitud de barreno «L» aumenta con la inclinación, pero por el contrario la sobreperforación «J» disminuye con ésta. Para calcular «L» se utiliza:

$$L = \frac{H}{\cos\beta} + \left(1 - \frac{\beta}{100}\right) \times J$$

siendo «β» el ángulo con respecto a la vertical en grados.

2.5. Distribución de cargas

Teniendo en cuenta la teoría de las cargas selectivas, en la que la energía por unidad de longitud en el fondo del barreno debe ser de 2 a 2,5 veces superior a la energía requerida para la rotura de la roca frente a la carga de columna, y en función de la resistencia de la roca se recogen en la Tabla 20.4 las longitudes de la carga de fondo recomendadas.

La altura de la carga de columna se calcula por diferencia entre la longitud del barreno y la suma de la dimensión del retacado y de la carga de fondo.

Los consumos específicos de explosivo varían entre 250 y 550 g/m^3 para los cuatro grupos de rocas considerados.

2.6. Ejemplo de aplicación

En una cantera se extrae roca con una resistencia a compresión simple de 150 MPa en bancos de 10 m de altura. La perforación se realiza con un equipo rotopercutivo de martillo en cabeza con un diámetro de 89 mm. Los explosivos utilizados están constituidos por un hidrogel encartuchado de 75 mm de diámetro y ANFO a granel, con unas densidades respectivas de 1,2 y 0,8 g/cm^3.

Se desea determinar el esquema de perforación y la distribución de cargas manteniendo los barrenos una inclinación de 20°.

- Sobreperforación: $J = 12\ D = 1{,}1\text{m}$
- Longitud de barreno

$$L = \frac{H}{\cos 20°} + (1 - \frac{20}{100}) \times J = 11{,}5\,\text{m}$$

- Retacado $T = 32$ $D = 2{,}8\text{m}$
- Piedra $B = 35$ $D = 3{,}1\text{m}$
- Espaciamiento $S = 43$ $D = 3{,}8\text{m}$
- Volumen arrancado $VR = B \times S \times \frac{H}{\cos\beta} = 125{,}4\ \text{m}^3$
- Rendimiento de arranque $RA = \frac{VR}{L} = 10{,}9\ \frac{\text{m}^3}{\text{m}}$
- Longitud de carga de fondo $l_f = 40 \times D = 3{,}6\text{m}$

(Se considera que el peso de la columna aplasta los cartuchos y éstos pasan a tener un diámetro medio superior al nominal en un 10%).

- Concentración de la carga de fondo $q_f = 6{,}4$ kg/m
- Carga de fondo $Q_f = 23{,}0$ kg
- Longitud de la carga de columna $l_c = 5{,}1\text{m}$
- Concentración de la carga de columna $q_c = 5{,}0$ kg
- Carga de columna $Q_c = 25{,}5$ kg
- Carga de barreno $Q_b = 48{,}5$ kg
- Consumo específico $CE = \frac{Q_b}{VR} = 0{,}387\ \text{kg/m}^3$

TABLA 20.4

VARIABLE DE DISEÑO	RESISTENCIA DE LA ROCA (MPa)			
	Blanda < 70	Media 70-120	Dura 120-180	Muy Dura > 180
LONGITUD CARGA DE FONDO-l_f	30 D	35 D	40 D	46 D

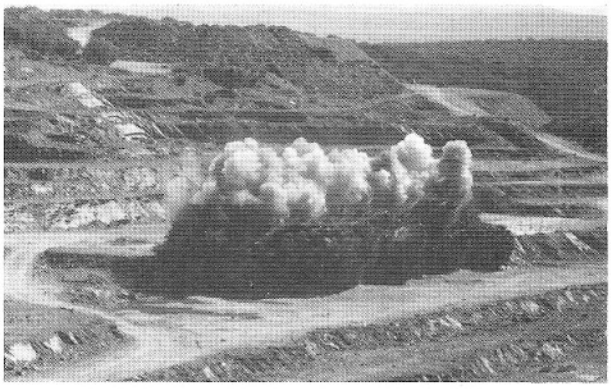


Foto 20.2. *Voladura en banco multifila.*

3. VOLADURAS DE GRAN DIAMETRO

Dentro de este grupo se encuentran las voladuras que se disparan con barrenos de 180 a 450 mm de diámetro. La perforación se suele llevar a cabo con equipos rotativos y triconos que son de aplicación en las grandes explotaciones mineras a cielo abierto y en determinadas obras públicas en excavaciones para centrales eléctricas, canteras para construcción de presas, etc.

En este tipo de voladuras los criterios de diseño se han desarrollado a partir de la teoría del cráter de Livingston, teniendo las cargas cilíndricas una configuración tal que se cumple «l/D < 50».

3.1. Diámetros de perforación

Al igual que con las voladuras de pequeño diámetro, la elección de este parámetro se realiza a partir de la producción horaria y tipo de roca que se desea fragmentar, Tabla 20.5.

3.2. Altura de banco

La altura de banco está relacionada con el alcance de las excavadoras de cables y el diámetro de perforación. Según la capacidad de esos equipos de carga la altura en metros puede estimarse con la siguiente expresión:

$$H = 10 + 0{,}57\ (C_C - 6)$$

donde:

C_C = Capacidad del cazo de la excavadora (m^3).

Teniendo en cuenta la resistencia de la roca, la dimensión de «H» puede también estimarse a partir de «D» con los valores medios indicados en la Tabla 20.6.

En algunos casos la altura de banco está limitada por la geología del yacimiento, por imperativos del control de la dilución del mineral y por razones de seguridad, como ya se ha indicado.

En general, en explotaciones metálicas se mantiene una relación «H/B < 2».

3.3. Retacado

La longitud de retacado se determina en función del diámetro y la resistencia de la roca, Tabla 20.7.

TABLA 20.5

DIAMETRO DEL BARRENO (mm)	PRODUCCION HORARIA MEDIA (m^3b/h)		
	Roca blanda < 70 MPa	Roca media-dura 70-180 MPa	Roca muy dura > 180 MPa
200	600	150	50
250	1200	300	125
311	2050	625	270

TABLA 20.6

VARIABLE DE DISEÑO	RESISTENCIA DE LA ROCA (MPa)		
	Blanda < 70	Medio-dura 70-180	Muy dura > 180
ALTURA DE BANCO - H	52 D	44 D	37 D

TABLA 20.7

VARIABLE DE DISEÑO	RESISTENCIA DE LA ROCA (MPa)		
	Blanda < 70	Media-dura 70-180	Muy dura > 180
RETACADO - T	40 D	32 D	25 D

3.4. Sobreperforación

La sobreperforación suele calcularse a partir del diámetro de los barrenos. Tabla 20.8.

Cuando se perforan barrenos verticales, la sobreperforación de la primera fila alcanza valores de 10 - 12 D.

Se pueden emplear longitudes de sobreperforación menores que las indicadas en los siguientes casos:

— Planos horizontales de estratificación y coincidentes con el pie del banco.
— Aplicación de cargas selectivas de explosivo.
— Empleo de barrenos inclinados.

3.5. Inclinación

En la gama indicada de diámetros es muy frecuente el empleo de la perforación rotativa. Debido a los inconvenientes que plantea la angulación del mástil en este tipo de perforadoras, sobre todo en rocas duras, se utiliza sistemáticamente la perforación vertical.

Un ejemplo típico lo constituyen las explotaciones de minerales metálicos con alturas de banco comprendidas entre 10 y 15 m.

Sin embargo, en rocas blandas y con alturas de banco superiores a 24 m es aconsejable la perforación inclinada. Así sucede en las explotaciones de carbón del tipo descubierta.

3.6. Esquemas de perforación

El valor de la piedra «B», como ya se ha indicado, es función del diámetro de la carga, de la resistencia de la roca y de la energía específica del explosivo utilizado. El diámetro de la columna de explosivo suele coincidir con el diámetro de perforación, ya que es normal el empleo de agentes a granel y sistemas mecanizados de carga desde camión que permiten, además de un ritmo de llenado alto, variar las características del explosivo a lo largo de dicha columna.

En la Tabla 20.9 se indican los valores recomendados de la piedra y el espaciamiento en función del tipo de roca y explosivo utilizado.

TABLA 20.8

VARIABLE DE DISEÑO	DIAMETRO DEL BARRENO (mm)	
	180 - 250	250 - 450
SOBREPERFORACION - J	7 - 8 D	5 - 6 D

TABLA 20.9

TIPO DE EXPLOSIVO	VARIABLE DE DISEÑO	RESISTENCIA DE LA ROCA (MPa)		
		Blanda < 70	Media-dura 70-180	Muy dura > 180
ANFO	PIEDRA - B ESPACIAMIENTO - S	28 D 33 D	23 D 27 D	21 D 24 D
HIDROGELES Y EMULSIONES	PIEDRA - B ESPACIAMIENTO - S	38 D 45 D	32 D 37 D	30 D 34 D

3.7. Distribución de carga

En las grandes explotaciones a cielo abierto se ha venido utilizando de forma regular el ANFO como carga única, debido a las siguientes ventajas:

— Bajo coste
— Elevada Energía de Burbuja
— Seguridad
— Facilidad de mecanizar la carga, etc.

El empleo de los hidrogeles se ha visto limitado a los casos en que no era posible la utilización del ANFO, como por ejemplo cuando los barrenos alojaban agua en su interior, o simplemente cuando los cartuchos colocados en el fondo actuaban de iniciadores o cebos del resto de la columna de explosivo.

En la actualidad, el desarrollo de las emulsiones y la posibilidad de obtener en el propio camión de carga mezclas de emulsión y ANFO (ANFO-Pesado) ha propiciado la implantación de las cargas selectivas.

El sistema consiste en la creación de una carga de fondo de un explosivo denso con una longitud de «8 a 16 D», según el tipo de roca, y llenado del resto del barreno con ANFO.

Esta técnica de carga proporciona el coste mínimo de perforación y voladura junto a los resultados óptimos de la operación en términos de fragmentación, esponjamiento, condiciones de piso y geometría de la pila.

En las voladuras de gran diámetro los consumos específicos de explosivo varían entre 0,25 y 1,2 kg/m^3.

3.8. Ejemplo de aplicación

En un yacimiento metálico las voladuras se perforan en un diámetro de 251 mm con barrenos verticales, utilizándose dos tipos de explosivos, una emulsión para el fondo en una longitud de «8 D» y densidad de 1,3 g/cm^3 y el resto ANFO a granel con una densidad de 0,8 g/cm^3.

Foto 20.3. *Señalización del mineral y del estéril después de una voladura de gran diámetro.*

Calcular los esquemas y cargas de explosivo sabiendo que la altura de banco es H = 12 m y la resistencia de la roca RC = 110 MPa.

- Sobreperforación: $J = 8\ D = 2{,}0$ m
- Longitud de barreno: $L = H + J = 14{,}0$ m
- Retacado: $T = 32\ D = 8{,}0$ m
- Piedra: $B = 23\ D = 5{,}8$ m
- Espaciamiento: $S = 27\ D = 6{,}8$ m
- Volumen arrancado: $VR = B \times S \times H = 473{,}3$ m^3
- Rendimiento de arranque: $RA = \frac{VR}{L} = 33{,}8$ m^3/ml
- Longitud de carga de fondo: $l_f = 8\ D = 2{,}0$ m
- Concentración de la carga de fondo: $q_f = 64{,}24$ kg/m
- Carga de fondo: $Q_f = 128{,}5$ kg
- Longitud de la carga de columna: $l_c = 4{,}0$ m
- Concentración de la carga de columna: $q_c = 39{,}53$ kg/m
- Carga de columna: $Q_c = 158{,}1$ kg
- Carga de barreno: $Q_b = 286{,}6$ kg
- Consumo específico: $CE = \frac{Q_b}{VR} = 0{,}605$ kg /m^3

4. VOLADURAS EN BANCO CON BARRENOS HORIZONTALES

En las voladuras en banco convencionales el corte de la roca al nivel del piso se consigue por medio de la sobreperforación y la concentración de explosivo de alta potencia en el fondo de los barrenos verticales. Aunque esta práctica da generalmente buenos resultados, existen casos en los que las condiciones cambiantes de los macizos dificultan el corte de las rocas en las partes inferiores de los bancos. En tales situaciones puede aumentarse la longitud de perforación y la altura de la carga de fondo, o bien complementar el esquema con barrenos horizontales o zapateras. En Europa Central, esta técnica de voladuras está bastante extendida, debido a las ventajas que presenta en macizos rocosos difíciles:

— Mejor corte de la roca a la altura del piso del banco.
— Menor concentración de explosivos en el fondo del banco.
— Menor fracturación en el techo de los niveles inferiores.

Por el contrario, los inconvenientes que presenta son:

— Aumento de la perforación específica.
— Dispositivo especial en los carros de perforación para hacer los taladros en horizontal.
— Mayor número de desplazamientos de la perforadora entre los dos niveles de trabajo.

Generalmente, los barrenos se perforan con el mismo diámetro, en la gama de 89 a 110 mm.

En cuanto a los esquemas de perforación, los barrenos verticales se efectúan hasta una distancia a los

horizontales de 0,5 a 1B, con lo que la piedra teórica en los barrenos horizontales pasa a ser de:

$$B_2 = 0{,}5 \div 1 \times B$$

siendo:

B = Piedra de los barrenos verticales (m)
B_2 = Piedra de los barrenos horizontales (m)

El espaciamiento entre los barrenos horizontales «S_2», con respecto al de los barrenos verticales suele ser:

$$S_2 = 0{,}5\ S$$

donde:

S_2 = Espaciamiento entre barrenos horizontales (m)
S = Espaciamiento entre barrenos verticales (m)

La longitud de los barrenos horizontales «H_2» depende de la anchura de la voladura, por lo que será un valor múltiplo de la piedra de los barrenos verticales:

$$H_2 = n \times B,$$

siendo:

n = Número de filas de barrenos verticales.

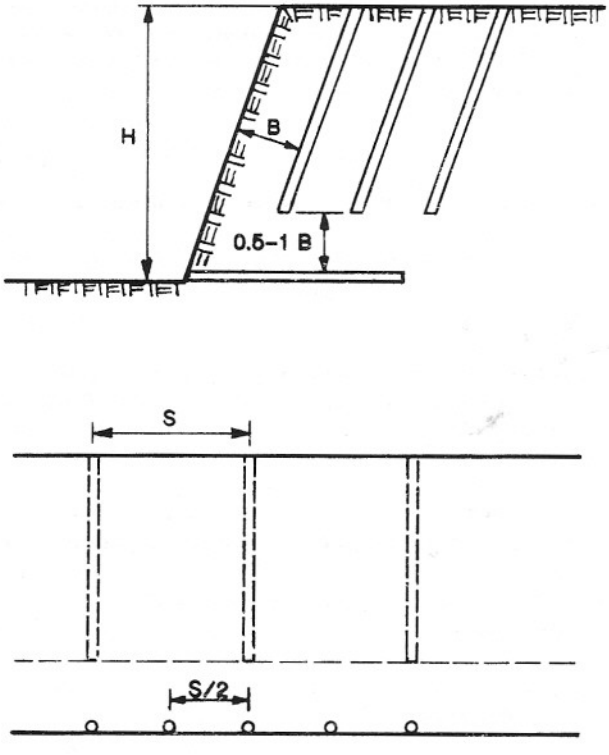


Figura 20.1. *Voladura en banco con barrenos horizontales o zapateras.*

5. VOLADURAS PARA PRODUCCION DE ESCOLLERA

En determinadas obras de superficie como son la construcción de diques marítimos y presas de roca se necesitan materiales con unas granulometrías variables y muy específicas. La roca de mayor tamaño dentro de esas curvas de distribución constituye la denominada «escollera».

La configuración de las voladuras para producir bloques de grandes dimensiones difiere de la convencional de las voladuras en banco. Dos objetivos básicos consisten en conseguir un corte adecuado a la cota del piso y un despegue limpio a lo largo del plano que forman los barrenos con un agrietamiento mínimo de la roca por delante de dicho plano.

Las pautas que deben seguirse para el diseño de las voladuras de escollera son las siguientes:

— Altura de banco lo mayor posible, dentro de unas condiciones de seguridad de la operación. Habitualmente, se adoptan alturas entre los 15 y 20 m.

— Diámetros de perforación comprendidos entre 75 y 115 mm.

— Inclinaciones de barrenos entre 5 y 10°.

— Sobreperforación «J = 10 D».

— Longitud de carga de fondo de «55 D», con explosivos que den una elevada densidad de carga.

— Relación entre la piedra y el espaciamiento «B/S = 1,4 – 1,70». En ocasiones se emplean valores incluso superiores a 2.

— Consumo específico en la zona de la carga de fondo en función de la resistencia a compresión simple de la roca:

> 650 g/m^3 para RC > 100 MPa
< 500 g/m^3 para RC < 100 MPa

— Retacado intermedio entre la carga de fondo y la carga de columna del orden de 1m.

— Densidad de carga en el plano de corte:

> 500 g/m^2 para RC > 100 MPa
< 250 g/m^2 para RC < 100 MPa

— Carga de columna desacoplada con una relación entre el diámetro del barreno y el diámetro de carga alrededor de 2.

— Retacado con una longitud de «15 D».

— Secuencia de encendido instantánea en toda la fila de barrenos.

Con los criterios de diseño indicados, los resultados reales obtenidos en un gran número de voladuras efectuadas en rocas homogéneas son los recogidos en la Tabla 20.10.

TABLA 20.10

PESO DE BLOQUE (kg)	PORCENTAJE (%)	
	RC < 100 MPa	RC > 100 MPa
> 3000	30	50
1000 - 3000	20	25
50 - 200	25	15
Finos	25	10

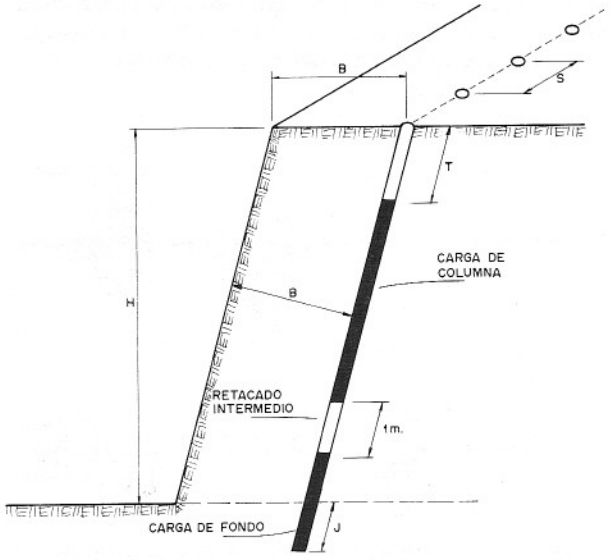


Figura 20.2. *Esquema de voladura para producción de escollera.*

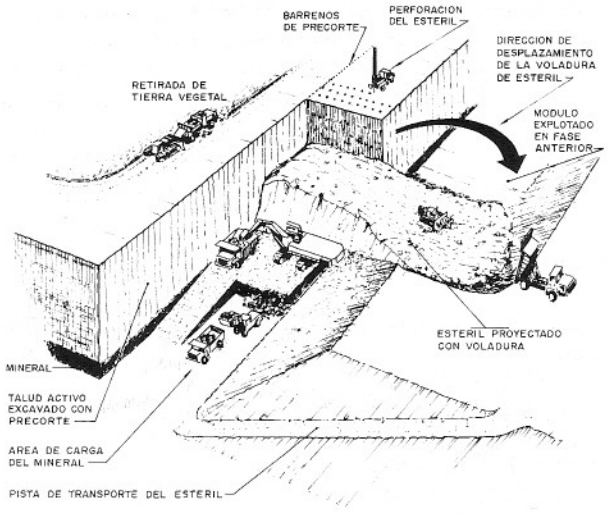


Figura 20.3. *Método de explotación con voladuras de máximo desplazamiento.*

6. VOLADURAS DE MAXIMO DESPLAZAMIENTO

A comienzos de la década de los ochenta se introdujo en los yacimientos horizontales de carbón una técnica de voladura con la que se pretendía no sólo fragmentar la roca, sino incluso desplazar el máximo volumen de ésta, entre el 30 y 60%, al hueco de la fase anterior de explotación. Esta clase de voladuras son las conocidas como «Voladuras de Máximo Desplazamiento (VMD) o Voladuras de Trayectoria Controlada (VTC)».

El sistema convencional de movimiento del estéril de recubrimiento integra diferentes operaciones: voladura para la fragmentación y esponjamiento de la roca, carga, transporte y vertido del material. Las VMD combinan estas operaciones en una sola, con las siguientes ventajas:

— La mayor parte del desmonte se efectúa en un período de tiempo menor.
— El número de equipos de carga y transporte se reduce notablemente.
— Los costes, tanto de capital como de operación, del estéril se minimizan.

La efectividad de las VMD es función de la velocidad del proceso de fragmentación de la roca y de la energía disponible para lanzar una gran parte del material a un lugar determinado. El control de la trayectoria supone el conocimiento de las energías y movimientos del terreno que se producen en las voladuras, el control de la dirección que se requiere para el avance adecuado del banco, así como de la velocidad y desplazamiento horizontal del material.

Además de la aplicación a minas de carbón, son muchas las posibilidades que ofrecen este tipo de voladuras, por lo que a continuación se comentan las principales variables de diseño.

6.1. Variables de diseño de las voladuras

6.1.1. Diámetro de perforación

Existe una tendencia lógica hacia los diámetros de gran tamaño, ya que para una misma producción, siempre que los ritmos lo aconsejen, los menores costes se obtienen con los mayores diámetros, siendo frecuente en las grandes minas a cielo abierto barrenos de 230 a 380 mm.

No obstante, en las VMD hay que tener en cuenta que las columnas de retacado (T) son proporcionales a D y que, por consiguiente, los barrenos de mayor diámetro presentan grandes áreas en la parte superior —iguales a T x S— en las que la roca está anclada al macizo rocoso.

6.1.2. Inclinación

La componente principal del movimiento de las rocas es perpendicular al eje de los barrenos, por lo que cuando éstos se inclinan el material se proyecta hacia arriba y hacia adelante.

En teoría, el desplazamiento horizontal es máximo cuando el ángulo de los barrenos es de 45°, pero en la práctica lo habitual es utilizar inclinaciones no superiores a los 30°. Esto es debido a las características de los equipos de perforación, que en algunos casos incluso aconsejan la perforación vertical, como sucede con los grandes equipos rotativos con rocas duras.

6.1.3. Esquemas

Los esquemas de barrenos pueden ser cuadrados o rectangulares y al tresbolillo, siendo éstos últimos los más adecuados.

Si, en el instante de movimiento inicial de la superficie, la presión del gas en la grieta entre barrenos no disminuye rápidamente, la roca situada enfrente de los barrenos se someterá a la máxima fuerza de empuje hacia adelante.

Las grietas entre barrenos deben desarrollarse completamente, y actuar en ellas los gases antes de que la roca comience su movimiento. Si por alguna razón existen desigualdades de presión, el problema se atenúa con los esquema al tresbolillo, pues una insuficiencia de empuje en una parte de una fila queda corregida por la mayor presión que actúa en la misma dirección en la fila siguiente, Fig. 20.4.

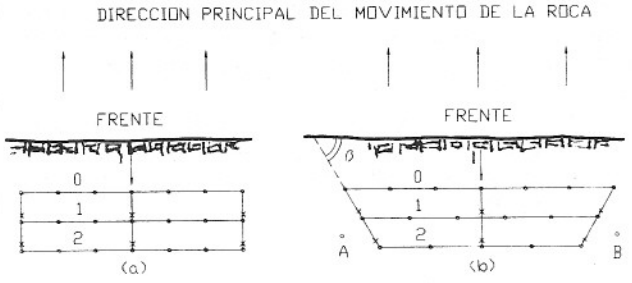


Figura 20.4. *Esquemas cuadrados en línea (a) y al tresbolillo en línea (b).*

Por otro lado, en los laterales del bloque a volar las fuerzas de cizallamiento son mayores conforme más se aproxima el ángulo «β» a los 90°, motivo por el cual también son aconsejables los esquemas al tresbolillo en la apertura de los tajos.

6.1.4. Piedra y espaciamiento

La relación Espaciamiento/Piedra «S/B» es el parámetro más importante de las voladuras, debiendo ser tal que los gases de explosión de cada carga ejerzan su empuje hacia adelante en la mayor área posible del plano que configuran los barrenos de cada fila.

Si «S» es muy grande los gases escapan a la atmósfera antes de que penetren completamente en las grietas formadas entre los barrenos. Estas grietas son las primeras que deben desarrollarse y ser presurizadas antes de que lo sean las grietas radiales que se dirigen hacia el frente.

En rocas masivas la relación «S/B» óptima se aproxima a 2,0, mientras que cuando existen discontinuidades subverticales orientadas normal y paralelamente al frente libre se recomiendan valores entre 1,0 y 1,5.

Cuando las fisuras se distribuyen por igual en varias direcciones las relaciones aconsejadas se encuentran entre 1,5 y 2,0.

Cuando la dimensión de la piedra es demasiado grande se produce un agrietamiento y desplazamiento pequeño. Este efecto se ilustra en la Fig. 20.5, conforme la piedra disminuye tiene lugar una mayor fracturación y aceleración de los fragmentos hacia el frente. La reducción de la piedra es limitada a una distancia mínima por debajo de la cual el volumen de roca fragmentada es pequeño y se produce el escape prematuro de los gases de explosión a través del frente. En esta situación, similar a un estallido o reventón, la fragmentación y velocidad de proyección del material decrece.

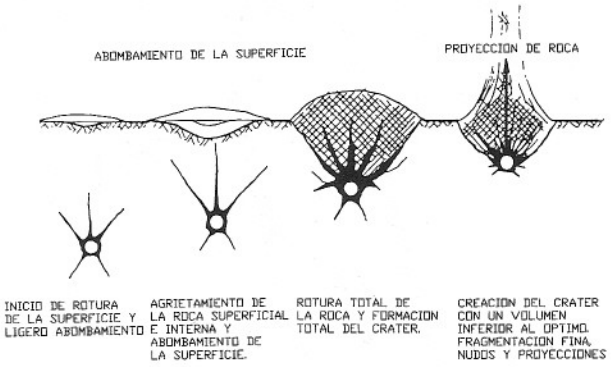


Figura 20.5. *Efectos de la disminución de la piedra en voladuras en roca.*

La piedra óptima depende directamente del tipo de roca a volar y su estructura. A partir de ensayos con voladuras en cráter se ha podido comprobar que para conseguir un buen desplazamiento las piedras reducidas deben situarse en el rango 0,9 a 1,35 m $(kg/m)^{1/2}$.

La relación existente entre la dimensión de la piedra y el tipo de explosivo empleado gobierna la velocidad de proyección del material del frente. La expresión resultante de la observación de un gran número de voladuras es:

$$V_o = 1{,}14 \left[\frac{B}{(Energía)^{1/3}}\right]^{-1{,}17}$$

donde:

V_o = Velocidad inicial de un fragmento proyectado desde el frente (m/s).

Energía (kcal/m) = $0{,}078 \cdot D^2 \cdot \rho_e \cdot PAP$

siendo:

D = Diámetro del barreno (cm)

ρ_e = Densidad del explosivo (g/cm^3)

PAP = Potencia Absoluta en Peso (cal/g)

Conforme

$$\left[\frac{B}{(Energía)^{1/3}}\right]$$

disminuye la velocidad de proyección aumenta. Es por esto que se suele disminuir la piedra o elegir un explosivo de mayor energía cuando se desea aumentar la velocidad, Fig. 20.6.

En las VMD la velocidad mínima de la roca que se aconseja es de 10 m/s.

La importancia que tiene la velocidad de proyección inicial puede apreciarse a partir de las ecuaciones que dan las distancias recorridas por la roca procedente del frente:

$$DM_1\ (m) = \frac{V_o^2\ sen2\theta}{g}\ \text{(Roca al nivel del piso)}$$

$$DM_2\ (m) = V_o\ .\ \cos 2\theta \left[\frac{V_o\ .\ sen2\theta \sqrt{(V_o\ .\ sen\theta)^2\ 2\ g\ h}}{g}\right]$$

(Roca a una altura h)

De la primera ecuación se deduce que el desplazamiento máximo se consigue con un ángulo de salida de 45°.

El control práctico del ángulo de trayectoria «θ» es incierto, y es por esto por lo que la mayor atención se dirige hacia el valor de «V_o» intentando que sea máximo. Dicho valor puede estimarse a partir de la ecuación dada anteriormente, pudiendo tomarse como valor apro-

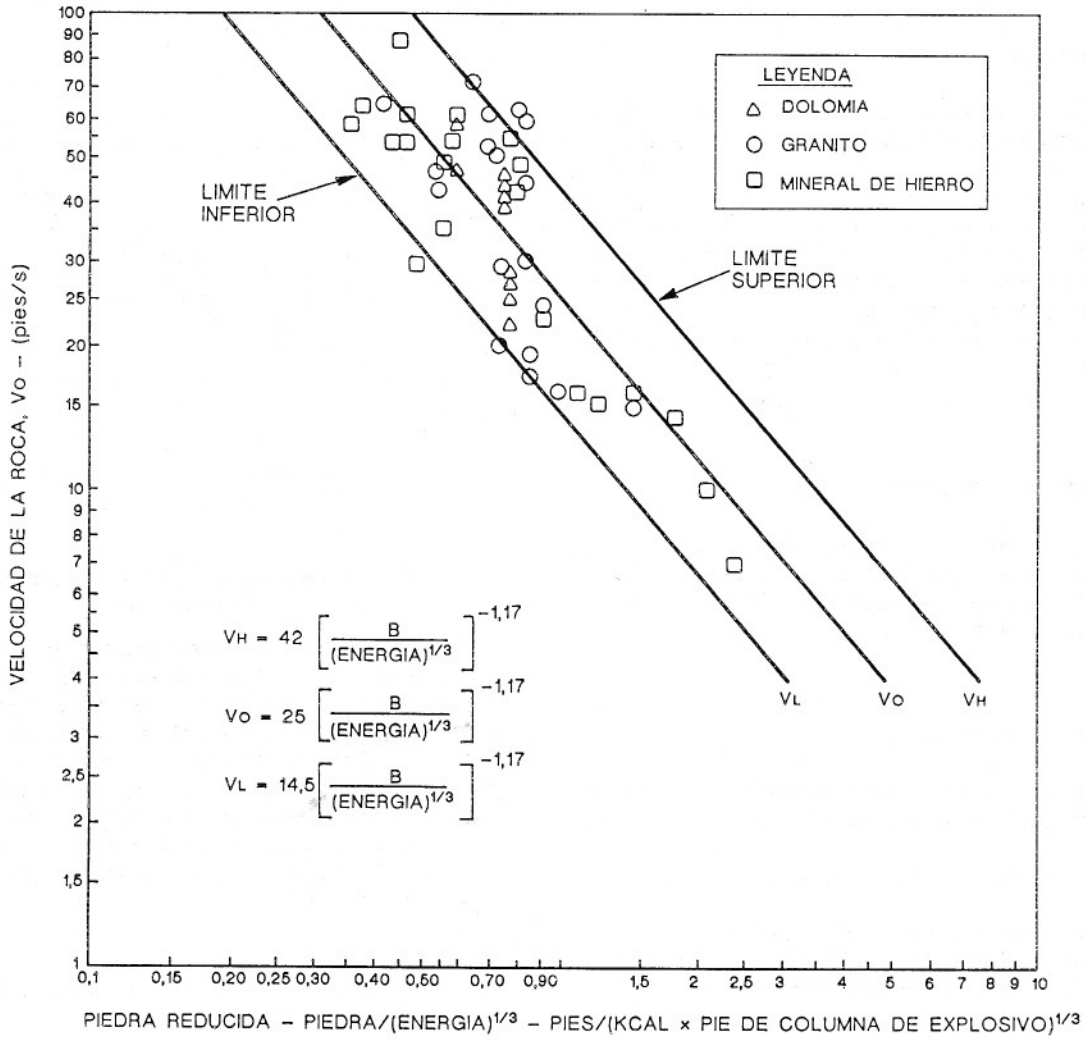


Figura 20.6. *Velocidades medidas en los frentes de los bancos para distintas condiciones de voladuras.*

ximado de «θ» los 30°, que es la media de un gran número de observaciones.

6.1.5. Sobreperforación

En minas de carbón a cielo abierto, donde existe una estratificación marcada, la sobreperforación es nula o tiene un valor negativo. Los valores positivos, es decir atravesando el mineral, ocasionan la pulverización del carbón y las pérdidas subsiguientes de parte de éste en las operaciones de limpieza y extracción.

Los extremos de las cargas de explosivo suelen dejarse a una distancia equivalente a 4 o 6D.

En otros yacimientos, para conseguir una rotura buena a nivel del piso y permitir adecuadamente el desplazamiento de la roca hacia el frente, es necesaria una sobreperforación con una longitud mínima de 8 D.

6.1.6. Retacado

La longitud de retacado que se recomienda es inferior a la habitual en otro tipo de voladuras. La razón estriba en que en la parte alta del banco la roca se comporta como si estuviera anclada en una superficie igual a T x S, por lo que si se quiere disminuir ese área sólo es posible actuar sobre T, hasta un límite, pues los gases deben estar confinados el tiempo suficiente para impulsar los fragmentos de roca.

Se recomiendan pues dimensiones del retacado entre 18 y 20 D.

6.1.7. Forma de la voladura

La relación Longitud/Anchura de la voladura debe ser la máxima posible, ya que en caso contrario las fuerzas de cizallamiento laterales pueden restringir el movimiento hacia adelante de la roca.

6.1.8. Altura de banco

Esta variable suele definirse teniendo en cuenta factores geológicos, condiciones operativas y de seguridad.

En las VMD interesa alturas de banco altas, pues:

— La altura aumenta la trayectoria de la roca.
— Los efectos de anclaje o desgarre en la zona de retacado y pie del banco son relativamente menores.
— Los bancos altos tienen una mayor proporción del frente en tensión debido a la ausencia de fuerzas laterales, y el empuje de la voladura se ve favorecido.

La definición de la altura de banco más adecuada para conseguir el mayor desplazamiento se suele expresar en términos de relación Altura/Piedra, tal como se indica en la Tabla 20.11.

TABLA 20.11.

ALTURA DE BANCO	DESPLAZAMIENTO RELATIVO
< 1,5 B	Malo
1,5 B - 2,5 B	Normal
> 2,5 B	Bueno

6.1.9. Relación altura de banco/anchura de hueco

Las dimensiones del banco en explotación y la anchura del hueco al que se pretende proyectar la roca fragmentada deben estar equilibradas para conseguir la máxima efectividad.

La Fig. 20.7 refleja como, en el caso de una mina de carbón y manteniendo constante el consumo específico, aumenta el porcentaje de roca desplazada al hueco conforme la anchura de este «A» disminuye y se aproxima a la altura de banco «H».

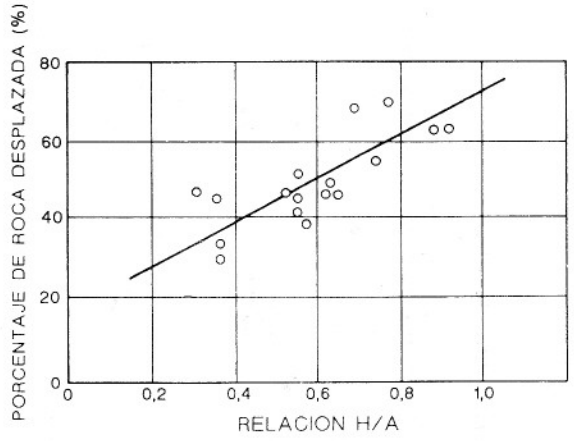


Figura 20.7. *Relación entre la cantidad de material desplazado y el ratio H/A.*

Por otro lado, en cada caso particular es posible evaluar el rendimiento de las VMD en función del ratio H/A y el consumo específico de explosivo empleado, mediante el levantamiento topográfico de las pilas de material.

Tal evaluación puede reflejarse de forma gráfica, Fig. 20.8, constituyendo la base del proceso de optimización económica de la operación minera, pues de esta manera es factible comparar diversos escenarios alternativos y llegar a determinar los costes unitarios por metro cúbico movido.

6.1.10. Tiempos de retardo y secuencias de encendido

Las VMD deben dispararse con secuencias de iniciación en línea, pues de esta manera se asegura que:

- La dirección principal del movimiento de la roca sea normal al frente libre.
- El movimiento hacia adelante no disminuye debido a la colisión entre los fragmentos de roca proyectados.

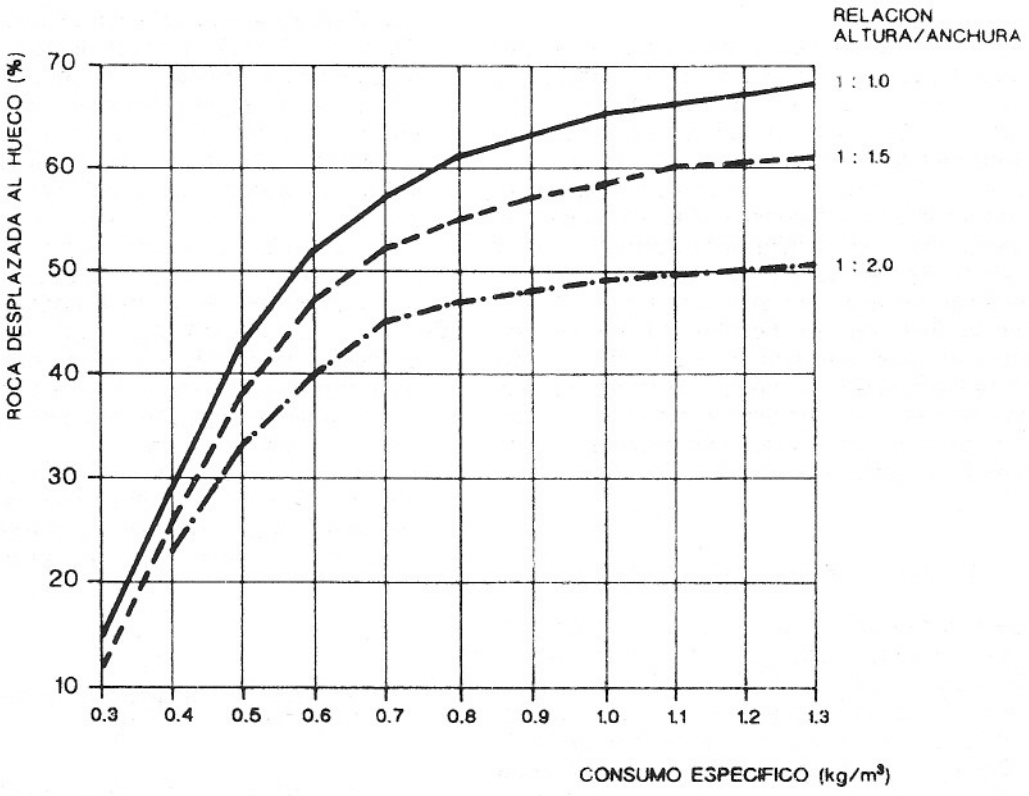


Figura 20.8. *Curvas de desplazamiento de roca en función de los consumos específicos.*

Dos inconvenientes que deben considerarse en estas secuencias son los debidos a las mayores intensidades de vibración, pues las cargas operantes son altas, y a los posibles problemas de estabilidad de los taludes en bancos altos.

Si bien ofrecen el mejor desplazamiento posible, los esquemas «en línea» producen altas intensidades de vibración en el terreno e incrementan la probabilidad de fallas en el talud.

En operaciones de voladura convencional, los esquemas en línea tienden a ofrecer una fragmentación relativamente peor. No obstante puede contarse con los factores crecientes de energía empleados en la VMD para vencer completamente todos los problemas que este efecto causaría.

Las cargas en una fila de barrenos dada deben detonar de forma tan simultánea como sea posible. Cuando existan desfases apreciables, la primera carga detonada encuentra más dificultad en crear el corte necesario entre barrenos, tal como se ha podido constatar en las voladuras de precorte. Si la primera carga tiene tiempo suficiente para separar independientemente la roca que tiene por delante, la velocidad hacia el frente de ese volumen prismático estará limitada por las fuerzas de cizallamiento impuestas por la roca remanente en las caras laterales.

En cuanto al tiempo de retardo entre filas, éste debe ser tan grande como sea posible, siempre que se garantice la ausencia de cortes o descabezamientos.

El tiempo mínimo de retardo recomendado es de 7 ms/m de piedra, llegándose en algunos casos hasta los 30 ms/m de piedra con el fin de conseguir que la roca de cada fila esté lo menos confinada posible por la de filas precedentes.

El tiempo de retardo entre filas de barrenos tiene unos efectos importantes sobre el daño al carbón y los resultados globales de las voladuras.

Por otro lado, en voladuras de muchas filas interesa aumentar el tiempo de retardo entre éstas conforme las cargas se encuentren más alejadas del frente libre original, en lugar de mantener constante dicha variable. Así, por ejemplo, en una voladura de siete filas, si el retardo entre la 1 y la 2 es de 50-75 ms entre las filas 6 y 7 se puede llegar a decalajes mayores, entre 125 y 175 ms.

Como es lógico, con esta medida se consigue que la roca de las primeras filas no impida de forma progresiva el desplazamiento horizontal de la procedente de filas posteriores.

6.1.11. Tipo de explosivo

Como consecuencia del incremento del consumo específico es necesario maximizar el empleo de explosivos baratos como el ANFO. Estos productos al tener una alta relación EB/ET proporcionan un considerable desplazamiento de la roca por unidad de energía disponible.

En ocasiones, en barrenos de gran diámetro, se han utilizado mezclas de ANFO con poliestireno, pues proporcionan más energía para proyectar determinados tipos de roca.

6.1.12. Cebado

En el proceso de detonación de los explosivos, la velocidad a la que se propaga la onda de choque, VD, tiene influencia sobre la relación de energías desarrolladas. Cuando la VD aumenta, la EB decrece a costa de la ET, manteniéndose constante la energía total.

En barrenos de gran diámetro es práctica habitual el cebado axial con cordón detonante y el cebado puntual con multiplicadores, de forma tal que se consiga una VD inferior a la de régimen del ANFO.

Con el fin de conseguir el mayor rendimiento, el cebo debería estar realmente en el centro de la columna de explosivo, pues de esta manera se reduce el tiempo de reacción de las cargas y, lo que es más importante, las columnas de retacado y los planos inferiores del piso muestran una mayor efectividad en prevenir el escape prematuro de los gases de explosión.

6.1.13. Consumo específico o factor de energía

En operaciones convencionales de perforación y voladura el consumo específico se suele expresar en kg/m^3. Este es un criterio de diseño muy pobre, en el mejor de los casos. Cuando se realizan VMD el consumo específico con estas unidades es aún menos significativo. Debe tenerse en cuenta que la velocidad de movimiento y el desplazamiento lateral de la roca están relacionados por la masa de ésta, más que con su volumen. Por consiguiente, es preferible utilizar el consumo específico con unidades de kg/t.

Como la energía por unidad de peso varía con la composición química del explosivo, se debería utilizar, como criterio de diseño, un factor de energía mejor que un factor de consumo. Es la cantidad de energía de los explosivos (no el peso del explosivo) lo que controla el desplazamiento de cada tonelada de roca.

Los valores de energía por tonelada no deben utilizarse como único criterio de diseño de las voladuras. Por ejemplo, dos voladuras con los mismos factores de energía, pero con unas distribuciones de carga desiguales, pueden dar lugar a desplazamientos de roca bastante diferentes. La situación se complica a continuación si se tienen en cuenta los dos tipos de energía que desarrolla un explosivo *(Energía de Tensión y Energía de Burbuja)*. Dos voladuras con el mismo factor de energía por tonelada, una con ANFO a granel y la otra con un hidrogel bombeable, no ofrecerán resultados comparables. La superioridad, en términos de desplazamiento, del ANFO será más evidente en estratos débiles y porosos, pues el hidrogel contiene un mayor porcentaje de Energía de Tensión que se disipa rápidamente pulverizando y superfragmentando la roca en la proximidad inmediata de la pared del barreno. Dado que la fragmentación es de importancia secundaria en los trabajos con VMD, el porcentaje de energía disponible que es consumido en crear superficies nuevas en la roca debe ser minimizado. La mayor cantidad de energía de la voladura debe ir destinada a desplazar el máximo volumen de roca.

Es lógico pensar que la energía por tonelada para una VMD sea considerablemente mayor que en una voladura convencional. Si el consumo específico en una mina es X, al realizarse las VMD se suele llegar a valores de 2 y 3 X.

6.2. Método de diseño de D'Appolonia Consulting Engineers

Un método de cálculo de las voladuras de máximo desplazamiento es el desarrollado por D'Appolonia Consulting Engineers. Aparentemente, resulta complejo pero es sencillo de aplicar pues sólo se utilizan cuatro ábacos y cinco ecuaciones.

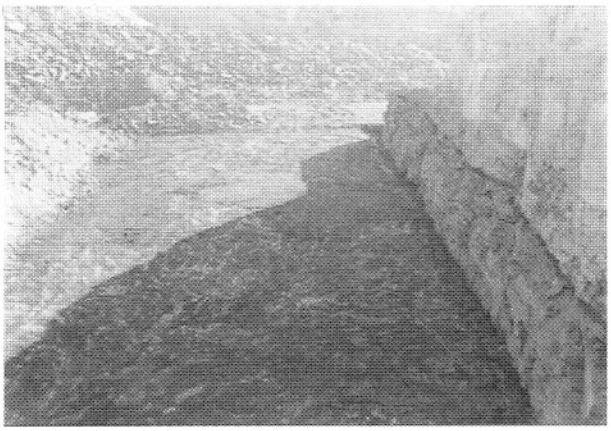
Los tipos de roca quedan caracterizados por lo que denominan el Factor de Energía de Tensión y el Factor de Volabilidad. Algunos ejemplos son los que se recogen en la Tabla 20.12.

Para mejor comprensión se aplica el método al siguiente ejemplo de voladura:

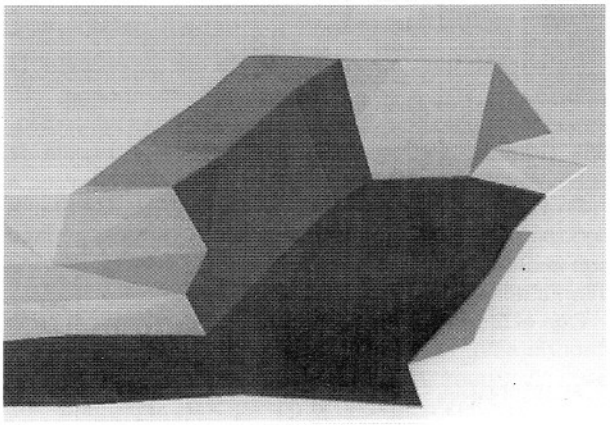
— Diámetro de perforación D = 152 mm
— Factor de Energía de Tensión FE_t = 3
(Ese mismo valor se emplea por defecto si se desconocen las características de las rocas.)
— Altura de banco H = 7,5 m

TABLA 20.12

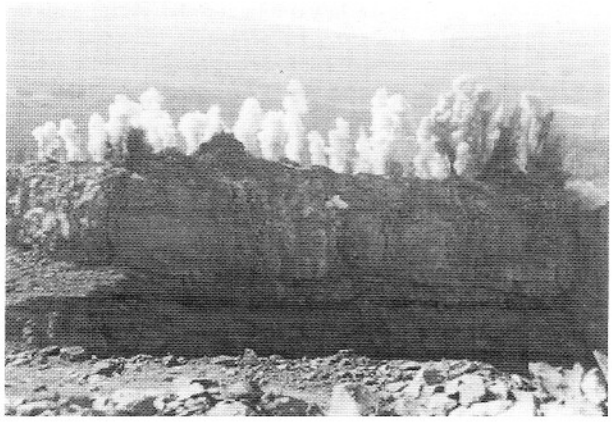
SISTEMA ESTRATIGRAFICO	CLASIFICACION	RESISTENCIA A LA COMPRESION (MPa)	FACTOR DE ENERGIA DE TENSION (FE_t)	FACTOR DE VOLABILIDAD (FV)
Terciario	I	27	2,9	2,5
	II	30	2,9	2,5
	III	66	3,3	2,8
Cretáceo	II	21	2,8	2,5
	III	49	3,1	2,7
Pensilvaniense	VI	87	3,5	2,6
	VII	122	3,9	2,4
	VIII	108	3,7	2,5



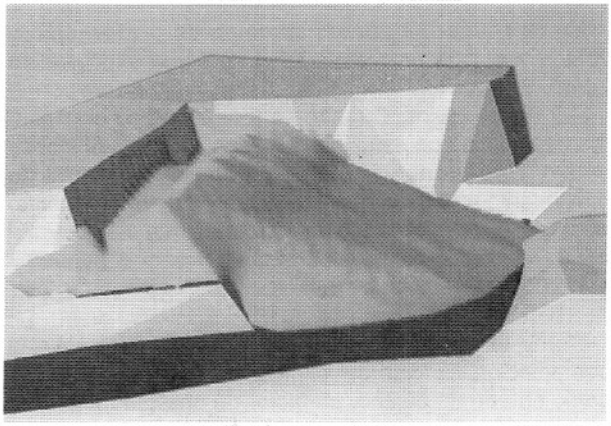
Situación del tajo antes de la voladura



Aspecto del hueco de una fase hacia el que sale la voladura

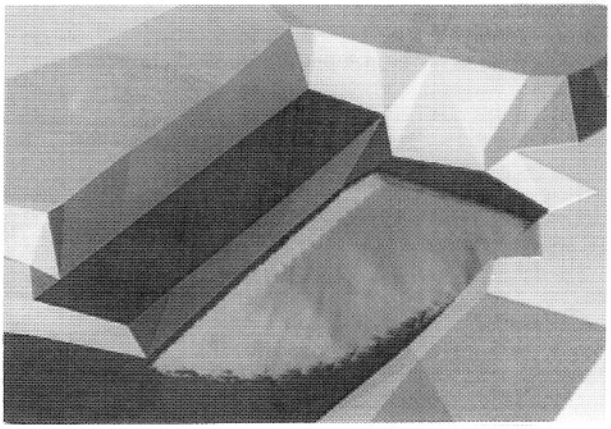


Disparo de la voladura



Pila de escombro

Pila de escombro de la voladura



Volumen de estéril de vertido directo

Foto 20.4. *Voladura de máximo desplazamiento efectuada en una mina de carbón en el Bierzo (León), donde se explotan dos capas de reducida potencia (T. PEAL, SA.).*

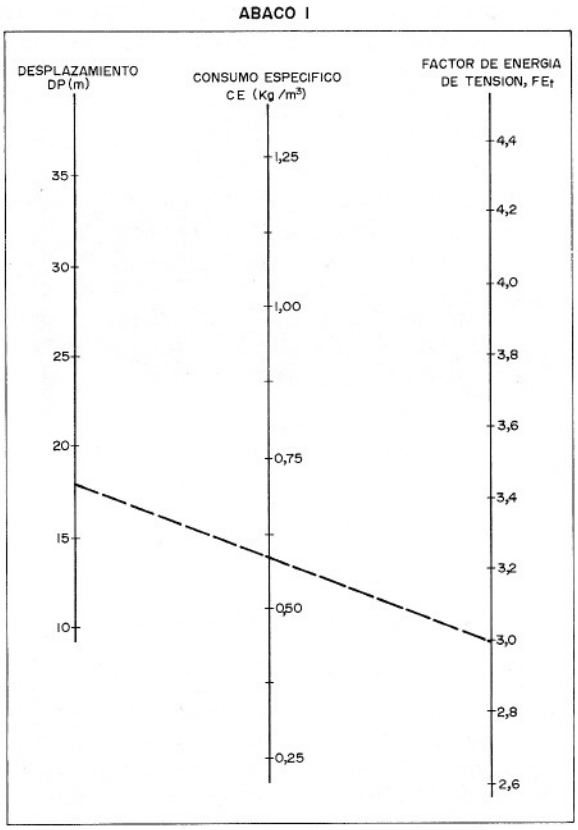


Figura 20.9. *Abaco I.*

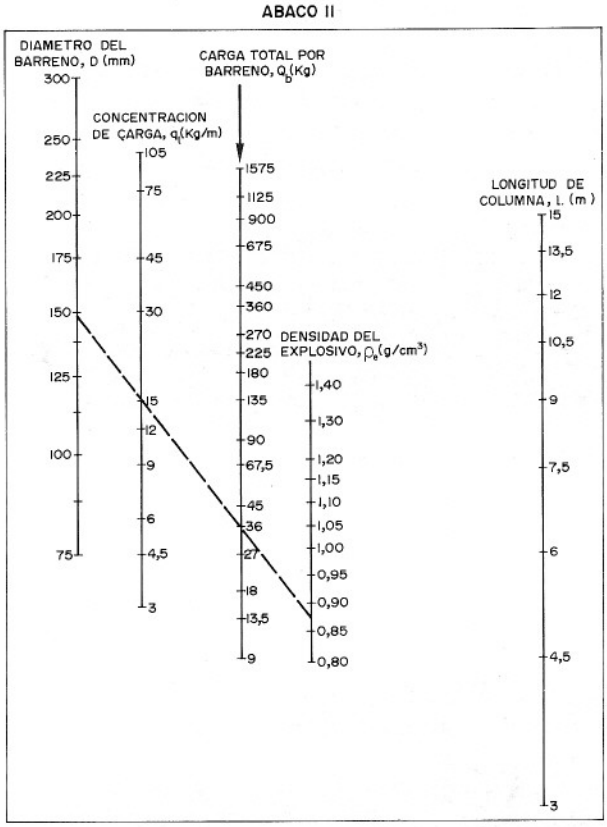


Figura 20.10. *Abaco II.*

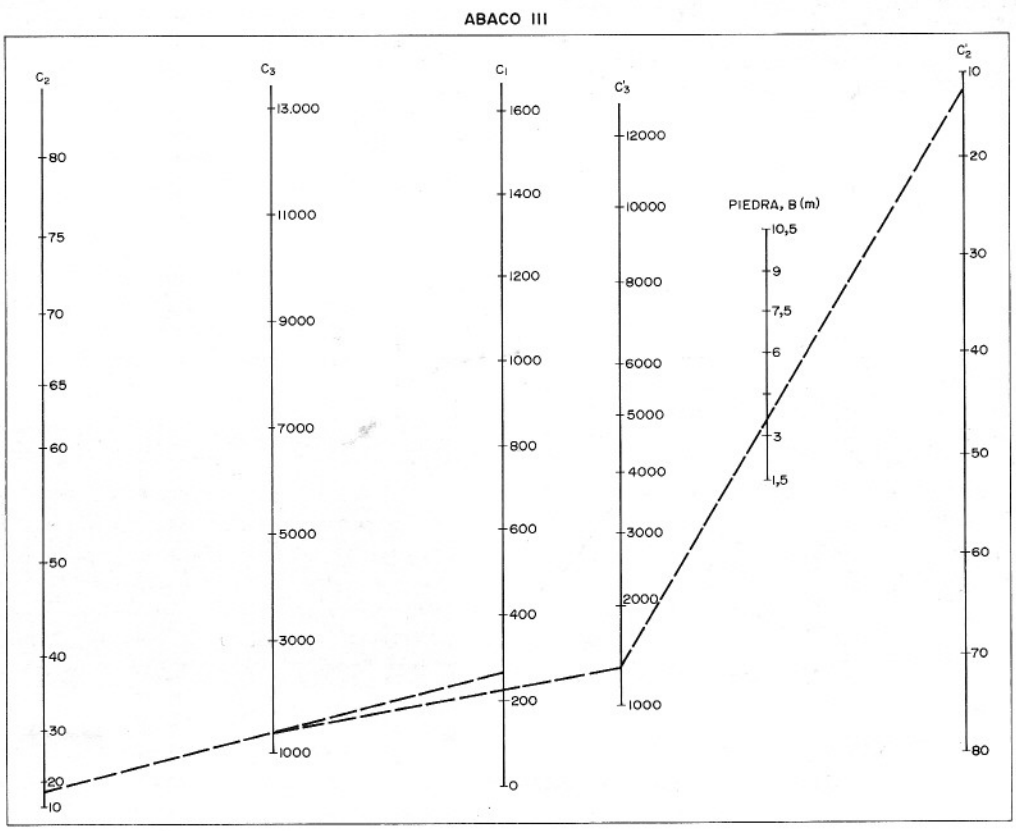


Figura 20.11. *Abaco III.*

— Distancia de desplazamiento deseada DP = 18 m
— Densidad del explosivo ρ_e = 0,87 kg/m^3

Las etapas de cálculo son:

1.° Abaco I. Se dibuja la recta que une $FE_t = 3$ con DP = 18 y se obtiene el consumo específico de explosivo CE = 0,592 kg/m^3.

2.° Abaco II. Se traza la recta que une D = 152 mm y ρ_e = 0,87 kg y se determina la concentración lineal de explosivo q_1 = 15 kg/ml.

3.° Se calculan los valores de C_1 y C_2 considerando que K_1 y K_2 son iguales a 1, lo cual implica que de momento la piedra y el espaciamiento son iguales:

$$C_1 = \frac{10{,}66 \times q_1}{CE \times K_2}$$

$$C_2 = \frac{0{,}3 \times K_1 \times C_1}{H}$$

4.° Abaco III. Conociendo C_1 y C_2 se calcula C_3 = 1.400 y pasando a la derecha del ábaco haciendo C'_2 y C'_3 iguales a C_2 y C_3, respectivamente, se determina la piedra B = 3,6 m.

5.° Se calcula la longitud de carga dentro de los barrenos.

$$l = H - K_1 \times B = 7{,}5 - 3{,}6 = 3{,}9 \text{ m}$$

6.° Abaco II. Se dibuja la recta que une l = 3,9 m con q_1 = 15 kg/m para obtener la carga total por barreno Q_b = 68 kg.

7.° Abaco IV. Utilizando ese ábaco y la Tabla de Factores de la Volabilidad se determina la piedra óptima con FE = 3, FV = 2,6 y B_o = 3,9 m.

8.° Se comparan los valores de B y B_o. Si los valores son aproximadamente iguales se dispone de toda la información para calcular el resto de los parámetros de la voladura, pues el retacado y el espaciamiento se determinan con:

$$S = K_2 \times B$$
$$T = K_1 \times B$$

9.° Si B y B_o no son iguales, como en este caso, K_1 y K_2 se corregirán reduciéndolos. D'Appolonia utiliza una regla de dedo que es $K_2 = K_1^3$ para un nuevo tanteo. Por eso, si K_1 se elige como 0,8, entonces K_2 = 0,51. Estos valores se emplean entonces en las ecuaciones de C_1 y C_2. El proceso se repite hasta conseguir que B y B_o sean iguales.

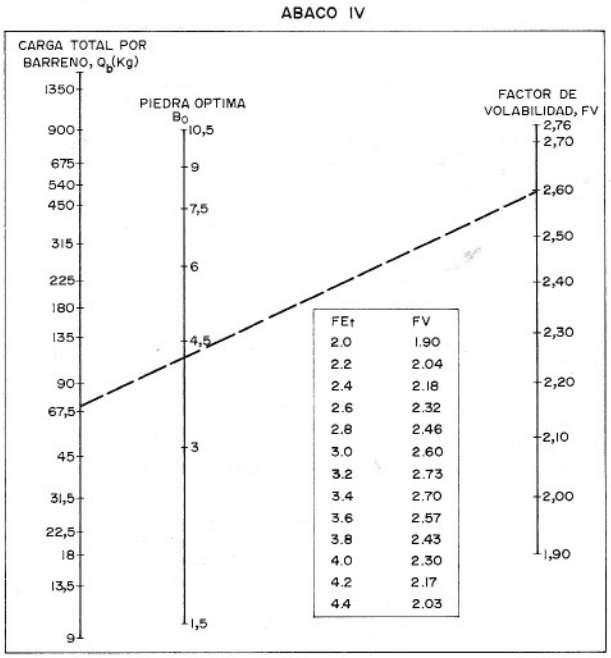


Figura 20.12. *Abaco IV.*

Apéndice I
FORMULAS DE CALCULO DE ESQUEMAS DE VOLADURAS EN BANCO

La Piedra, como se ha indicado, es la variable geométrica más crítica en el diseño de una voladura. Para su determinación, desde hace varias décadas, se han llevado a cabo numerosas investigaciones y se han desarrollado diferentes metodologías de cálculo.

En la matriz de la Tabla 20A.1 se indican las fórmulas de cálculo de la Piedra más conocidas, que se exponen a continuación, y las variables que entran en juego en cada una de ellas.

Las expresiones más completas requieren el conocimiento de un gran número de datos que en la mayoría de los casos no se conocen con exactitud, pues las características de los lugares donde se realizan las voladuras cambian con mucha frecuencia y no es rentable un estudio global detallado.

Por ello, los autores de este manual consideran que en un futuro próximo todas las ecuaciones clásicas van a quedar como herramientas de diseño de las primeras voladuras tentativas y que después con la caracterización de las rocas por medio de la monitorización de la perforación de barrenos pasarán a determinarse los esquemas óptimos o las cargas de explosivo en cada barreno para una malla establecida.

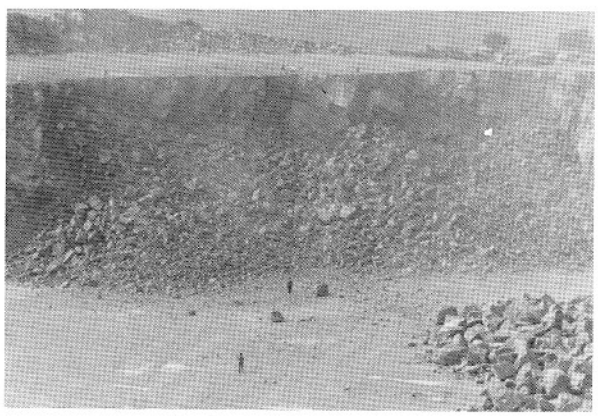


Foto 20.5. *Resultado de una voladura de una fila en un banco de 20 m.*

TABLA 20A.1. MATRIZ DE COMPARACION DE FORMULAS DE CALCULO DE LA PIEDRA EN VOLADURAS EN BANCO

PARAMETROS UTILIZADOS	ANDERSEN	FRAENKEL	PEARSE	HINO	ALLSMAN	ASH	LANGEFORS	HANSEN	UCAR	KONYA	FOLDESI	PRAILLET	L. JIMENO	BERTA	CARR	KONYA	OLOFSSON	RUSTAN
DIAMETRO DEL BARRENO O DE LA CARGA	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X
ALTURA DE BANCO								X	X			X					X	
LONGITUD DE BARRENO	X	X																
RETACADO												X						
SOBREPERFORACION												X						
LONGITUD DE CARGA		X						X	X									
INCLINACION DE BARRENO							X							X			X	
DENSIDAD DE LA ROCA					X	X				X			X		X	X		
RESISTENCIA DE LA ROCA O INDICES EQUIVALENTES		X	X	X							X	X		X				
CONSTANTES O FACTORES DE ROCA	X		X				X	X									X	
VELOCIDAD SISMICA DEL MACIZO ROCOSO													X	X	X	X		
DENSIDAD DEL EXPLOSIVO						X	X	X	X	X	X	X	X	X	X		X	
PRESION DE DETONACION						X					X	X	X	X	X			
PRESION DE DETONACION HOYO			X	X	X													
CONSTANTE BINOMICA ROCA-EXPLOSIVO				X														
RATIO PIEDRA/ESPACIAMIENTO							X											
POTENCIA DEL EXPLOSIVO							X										X	
EQUIPO DE CARGA												X						

FREC. FRACTURA
ORIENTACION FRACT.

Por otro lado, cuando se emplean explosivos de potencia distinta a los utilizados en unas condiciones dadas con un esquema establecido, el nuevo valor de la piedra se calculará con la siguiente expresión:

$$\left[\frac{\text{PRP del nuevo explosivo}}{\text{PRP del explosivo original}}\right]^{1/3} \times \text{Piedra} = \text{Nueva piedra}$$

A continuación el espaciamiento se determinará manteniendo la misma relación «S/B» que en el esquema original.

En el caso de cambiar el diámetro de perforación, el nuevo esquema geométrico de la voladura se establecerá a partir de la nueva piedra, obtenida con:

$$\left[\frac{\text{Diámetro de los nuevos barrenos}}{\text{Diámetro de los barrenos originales}}\right]^{2/3} \times \text{Piedra} = \text{Nueva piedra}$$

1. ANDERSEN (1952)

$$B = K \times \sqrt{D' \times L}$$

B = Piedra (pies)
D = Diámetro (pies)
L = Longitud de barreno (pies)
K = Constante empírica

Como en muchos casos obtuvo buenos resultados haciendo K = 1 y tomando el diámetro en pulgadas, la expresión anterior quedaba en la práctica como:

$$B = \sqrt{D \times L}$$

donde:

D = Diámetro del barreno (pulgadas)

Esa fórmula no tiene en cuenta las propiedades del explosivo ni de la roca.

El valor de la piedra aumenta con la longitud del barreno, pero no indefinidamente como sucede en la práctica.

2. FRAENKEL (1952)

$$B = \frac{R_v \times L^{0,3} \times I^{0,3} \times D^{0,8}}{50}$$

B = Piedra (m)
L = Longitud del barreno (m)
I = Longitud de la carga (m)
D = Diámetro del barreno (mm)
R_v = Resistencia a la voladura, oscila entre 1 y 6 en función del tipo de roca.
- Rocas con alta Resistencia a la Compresión (1,5)
- Rocas con baja Resistencia a la Compresión (5).

En la práctica se emplean las siguientes relaciones simplificadas.

— B se reduce a 0,8 B < 0,67 L.
— I se toma como 0,75 L.
— S debe ser menor de 1,5 B.

3. PEARSE (1955)

Utilizando el concepto de la energía de deformación por unidad de volumen obtuvo la siguiente ecuación:

$$B = K_v \times 10^{-3} \times D \times \left[\frac{PD}{RT} \right]^{\frac{1}{2}}$$

B = Piedra máxima (m)
K_v = Constante que depende de las características de las rocas (0,7 a 1,0).
D = Diámetro del barreno (mm)
PD = Presión de detonación del explosivo (kg/cm²)
RT = Resistencia a tracción de la roca (kg/cm²).

4. HINO (1959)

La fórmula de cálculo propuesta por Hino es:

$$B = \frac{D}{4} \left(\frac{PD}{RT'} \right)^{1/n}$$

donde:

B = Piedra (m).
D = Diámetro del barreno (cm).
PD = Presión de detonación (kg/cm²)
RT' = Resistencia dinámica a tracción (kg/cm²)
n = Coeficiente característico que depende del binomimio explosivo-roca y que se calcula a partir de voladuras experimentales en cráter.

$$n = \frac{\log \frac{PD}{RT'}}{\log 2 \frac{D_0}{d/2}}$$

donde:

D_o = Profundidad óptima del centro de gravedad de la carga (cm), determinada gráficamente a partir de los valores de la ecuación:

$$D_g = \Delta \Sigma V_e^{1/3}$$

donde:

d = Diámetro de la carga de explosivo.
D_g = Profundidad del centro de gravedad de la carga.
Δ = Relación de profundidades «$\frac{D_g}{D_c}$»
D_c = Profundidad crítica al centro de gravedad de la carga.
Σ = Constante volumétrica del cráter.
V_e = Volumen de la carga usada.

5. ALLSMAN (1960)

$$B_{max} = \sqrt{\frac{\text{Impulso} \times g}{\pi \times \rho_r \times u}} = \sqrt{\frac{PD \times D \times \Delta t \times g}{\rho_r \times u}}$$

donde:

B_{max} = Piedra máxima (m).
PD = Presión de detonación media (N/m²).
Δt = Duración de la presión de detonación (s).
π = 3,1416.
ρ_r = Peso específico de la roca (N/m³).
u = Velocidad mínima que debe impartirse a la roca (m/s).
D = Diámetro del barreno (m).
g = Aceleración de la gravedad (9,8 m/s²).

6. ASH (1963)

$$B\ (pies) = \frac{K_B \times D\ (pulg)}{12}$$

donde «K_B» depende de la clase de roca y tipo de explosivo empleado.

TABLA 20A.2

TIPO DE EXPLOSIVO	CLASE DE ROCA		
	BLANDA	MEDIA	DURA
• Baja densidad (0,8 a 0,9 g/cm³) y baja potencia	30	25	20
• Densidad media (1,0 a 1,2 g/cm³) y potencia media	35	30	25
• Alta densidad (1,3 a 1,6 g/cm³) y alta potencia	40	35	30

— Profundidad de barreno $L = K_L \times B$ (K_L entre 1,5 y 4)

— Sobreperforación $J = K_j \times B$ (K_j entre 0,2 y 0,4)

— Retacado $T = K_t \times B$ (K_t entre 0,7 y 1)

— Espaciamiento $S = K_s \times B$

K_s = 2,0 para iniciación simultánea.
K_s = 1,0 para barrenos secuenciados con mucho retardo.
K_s = entre 1,2 y 1,8 para barrenos secuenciados con pequeño retardo.

7. LANGEFORS (1963)

Langefors y Kihlström proponen la siguiente expresión para calcular el valor de la Piedra Máxima «B_{max}».

$$B_{max} = \frac{D}{33}\sqrt{\frac{\rho_e \times PRP}{\bar{c} \times f \times (S/B)}}$$

donde:

B_{max} = Piedra máxima (m).
D = Diámetro del barreno (mm).
$\bar{c}$ = Constante de roca (calculada a partir de c).
f = Factor de fijación · Barrenos verticales f = 1.
Barrenos inclinados 3:1 f = 0,9.
Barrenos inclinados 2:1 f = 0,85.
S/B = Relación Espaciamiento/Piedra.
ρ_e = Densidad de carga (kg/dm³).
PRP = Potencia Relativa en Peso del explosivo (1 – 1,4).

La constante «c» es la cantidad de explosivo necesaria para fragmentar 1 m³ de roca, normalmente en voladuras a cielo abierto y rocas duras se toma c = 0,4. Ese valor se modifica de acuerdo con:

B = 1,4 – 15 m $\quad \bar{c} = c + 0,75$
B < 1,4 m $\quad \bar{c} = 0,07/B + c$

La piedra práctica se determina a partir de:

$$B = B_{max} - e' - d_b \times H$$

donde:

H = Altura de banco (m).
e' = Error de emboquille (m/m).
d_b = Desviación de los barrenos (m).

8. HANSEN (1967)

Hansen modificó la ecuación original propuesta por Langefors y Kihlström llegando a la siguiente expresión:

$$Q_t = 0,028\left(\frac{H}{B} + 1,5\right) \times B^2 + 0,4 \times F_r \left(\frac{H}{B} + 1,5\right) \times B^3$$

donde:

Q_b = Carga total de explosivo por barreno (kg).
H = Altura de banco (m).
B = Piedra (m).
F_r = Factor de roca (kg/m³).

Los factores de roca «F_r» se determinan a partir de la siguiente tabla.

TABLA 20A.3

TIPO DE ROCA	F_r (kg/m³)	RC (MPa)	RT (MPa)
I	0,24	21	0
II	0,36	42	0,5
III	0,47	105	3,5
IV	0,59	176	8,5

9. UCAR (1972)

La fórmula desarrollada por Ucar es:

$$1,5 \times B^2H + 2B \times q_1 - 3H \times q_1 = 0$$

donde:

B = Piedra (m).
H = Altura de banco (m).
q_l = Concentración de carga (kg/m).

El valor de «B» se obtiene resolviendo la ecuación de segundo grado anterior.

Las hipótesis de partida de este autor son:

- Consumo específico de explosivo (0,4 kg/m³).
- Carga total de explosivo por barreno (kg)
  $Q_b = 0,4 \times B \times S \times H$.
- Concentración lineal de carga (kg/m)
  $q_l = \rho_e \times (D/36)^2$.
- Longitud de carga (m) $l = H - B + B/3$.
- Espaciamiento igual a la Piedra.

siendo:

ρ_e = Densidad de explosivo (g/cm³).
D = Diámetro de carga (mm).
S = Espaciamiento (m).

10. KONYA (1972)

$$B = 3,15 \times d \times \left[\frac{\rho_e}{\rho_r}\right]^{0,33}$$

donde:

B = Piedra (pies).
d = Diámetro de la carga (pulgadas).
ρ_e = Densidad del explosivo.
ρ_r = Densidad de la roca.

El espaciamiento se determina a partir de las siguientes expresiones.

- Barrenos de una fila instantáneos.

  $H < 4B$ $\qquad S = \dfrac{H + 2B}{3}$

  $H \geq 4B$ $\qquad S = 2B$

- Barrenos de una fila secuenciados.

  $H < 4B$ $\qquad S = \dfrac{H + 7B}{8}$

  $H \geq 4B$ $\qquad S = 1,4\ B$

- Retacado

  Roca masiva $\qquad T = B$
  Roca estratificada $\qquad T = 0,7B$.

11. FÖLDESI (1980)

El método húngaro de cálculo propuesto por Földesi y sus colaboradores es el siguiente:

$$B = 0,88 \times D \times \sqrt{\frac{\rho_e}{m \times CE}}$$

donde:

B = Piedra (m).
D = Diámetro del barreno (mm).
ρ_e = Densidad del explosivo dentro del barreno (kg/m³).
CE = Consumo específico de explosivo (kg/m³).

$$m = 1 + \frac{0,693}{l\ (\rho_e \times VD^2) - \ln RC - 1,39}$$

siendo:

VD = Velocidad de detonación del explosivo (m/s).
RC = Resistencia a compresión de la roca (MPa).

En el caso de secuencias instantáneas se toma $2,2 < m < 2,8$, y para secuencias con microrretardos $1,1 < m < 1,4$.

Otros parámetros son:

— Espaciamiento $\qquad S = m \times B$
— Distancia entre filas $\qquad B_f = 1,2 \times B$
— Retacado $\qquad T = 1,265 \times \dfrac{B \times VD}{VC} \times \sqrt{\dfrac{\rho_e}{\rho_s}}$

siendo «ρ_s» la densidad del material de retacado en el barreno.

— Sobreperforación $\qquad J = 0,3 \times B$

12. PRAILLET (1980)

A partir de la fórmula de Oppenau propone la siguiente expresión para el cálculo de «B»:

$$B^3 + \frac{B^2 \times (H \times K)}{D} - \left[\frac{2,4 \times \rho_e \times \left[\dfrac{VD}{4000}\right]^2 \times (H + J - T) \times D^2}{10 \times RC}\right] = 0$$

donde:

B = Piedra (m), S = B.
H = Altura de banco (m).
K = Constante (12,5 para excavadora de cables y 51 para dragalina).
ρ_e = Densidad del explosivo.
VD = Velocidad de detonación del explosivo (m/s).
J = Sobreperforación (m).
T = Retacado (m).
D = Diámetro del barreno (mm).
RC = Resistencia a compresión de la roca (MPa).

El valor de «B» no puede determinarse directamente, por lo cual es necesario disponer de un microordenador para calcularlo por aproximaciones sucesivas.

13. LOPEZ JIMENO, E (1980)

Modificó la fórmula de Ash incorporando la velocidad sísmica del macizo rocoso, por lo que resulta:

$$B = 0{,}76 \times D \times F$$

donde:

B = Piedra (m).
D = Diámetro del barreno (pulg).
F = Factor de corrección en función de la clase de roca y tipo de explosivo. $F = f_r \times f_e$.

$$f_r = \left[\frac{2{,}7 \times 3500}{\rho_r \times VC} \right]^{0{,}33}$$

$$f_e = \left[\frac{\rho_e \times VD^2}{1{,}3 \times 3660^2} \right]^{0{,}33}$$

siendo:

ρ_r = Densidad de la roca (g/cm^3).
VC = Velocidad sísmica de propagación del macizo rocoso (m/s).
ρ_e = Densidad de la carga de explosivo (g/cm^3).
VD = Velocidad de detonación del explosivo (m/s).

La fórmula indicada es válida para diámetros entre 165 y 250 mm. Para barrenos más grandes el valor de la piedra se afectará de un coeficiente reductor de 0,9.

14. KONYA (1983)

$$B = \left[\frac{2\rho_e}{\rho_r} + 1{,}5 \right] \times d$$

donde:

B = Piedra (pies).
ρ_e = Densidad del explosivo.
ρ_r = Densidad de la roca.
d = Diámetro de la carga (pulg).

Otras variables de diseño determinadas a partir de la Piedra son:

— Espaciamento (pies):

- Barrenos de una fila instantáneos

$$H < 4B \quad S = \frac{H + 2B}{3}$$

$$H \geq 4B \quad S = 2B$$

- Barrenos de una fila secuenciados

$$H < 4B \quad S = \frac{H + 7B}{8}$$

$$H \geq 4B \quad S = 1{,}4\ B$$

— Retacado (pies) T = 0,7 B
— Sobreperforación (pies) J = 0,3 B.

15. BERTA (1985)

La fórmula que utiliza este autor es:

$$B = d\sqrt{\frac{\pi \times \rho_e}{4 \times CE}}$$

donde:

B = Piedra (m).
d = Diámetro de la carga (m).
ρ_e = Densidad del explosivo (kg/m^3).
CE = Consumo específico de explosivo (kg/m^3).

Para la determinación de «CE» se emplea la siguiente ecuación:

$$CE = \frac{g_f \times \epsilon_s}{n_1 \times n_2 \times n_3 \times \epsilon}$$

siendo:

g_f = Grado de fracturación volumétrica (m^2/m^3). Supone que $g_f = 64/M$, donde «M» es el tamaño máximo de fragmento en metros.
ϵ_s = Energía específica superficial de fragmentación (MJ/m^2).
ϵ = Energía específica del explosivo (MJ/kg).
n_1 = Característica del binomio explosivo/roca.
n_2 = Característica geométrica de la carga.
n_3 = Rendimiento de la voladura, normalmente 0,15.

A su vez, los valores de n_1 y n_2 se calculan a partir de:

$$n_1 = 1 - \frac{(\rho_e \times VD - \rho_r \times VC)^2}{(\rho_e \times VD + \rho_r \times VC)^2} \quad \text{y} \quad n_2 = \frac{1}{e^{D/d} - (e-1)}$$

siendo:

VD = Velocidad de detonación del explosivo (m/s).
VC = Velocidad de propagación de las ondas en la roca (m/s).
ρ_r = Densidad de la roca (kg/m^3).
D = Diámetro del barreno (m).

16. BRUCE CARR (1985)

El método propuesto por Carr incluye los siguientes cálculos:

— Impedancia de la roca $Z_r = 1{,}31 \times \rho_r \times \frac{VC}{1.000}$

donde:

ρ_r = Peso específico de la roca.
VC = Velocidad sísmica de la roca (pies/s).

— Presión de detonación del explosivo:

$$PD = \frac{0{,}418 \times \rho_e \times \left[\frac{VD}{1.000}\right]^2}{0{,}8 \times \rho_e + 1}$$

siendo:

ρ_e = Densidad del explosivo.

VD = Velocidad de detonación del explosivo (pies/s).

— Consumo Específico Característico $CEC = \frac{Z_r}{PD}$

— Espaciamiento entre barrenos $S = 3\sqrt{\frac{\rho_e \times d^2}{CEC}}$

donde:

d = Diámetro de la carga (Pulgadas).

— Piedra $B = S \times 0{,}833$
— Retacado $T = B$
— Sobreperforación $J = (0{,}3 - 0{,}5) \times S$

17. OLOFSSON (1990)

Olofsson a partir de la fórmula de Langefors propone la siguiente expresión simplificada:

$$B_{máx} = K \times \sqrt{q_f} \times R_1 \times R_2 \times R_3$$

donde:

K = Constante que depende del tipo de explosivo:
Explosivos gelatinosos 1,47
Emulsiones 1,45
ANFO.....1,36

q_f = Concentración de la carga de fondo del explosivo elegido (kg/m).
R_1 = Factor de corrección por inclinación de los barrenos.
R_2 = Factor de corrección por el tipo de roca.
R_3 = Factor de corrección por altura de banco.

Los factores de corrección R1 y R2 se determinan para las diferentes condiciones de trabajo con las siguientes tablas:

TABLA 20A.4

Inclinación	∞ : 1	10:1	5:1	3:1	2:1	1:1
R_1	0,95	0,96	0,98	1,00	1,03	1,10

TABLA 20A.5.

Constante de roca c	0,3	0,4	0,5
R_2	1,15	1,00	0,90

Cuando la altura de los bancos satisface $H < 2B_{máx}$ y los diámetros de perforación son menores de 102 mm el valor de R_3 se obtiene con la expresión:

$$R_3 = 1{,}16 - \left[0{,}16 \frac{H_2}{H_1}\right]$$

donde:

H_1 = Altura de banco actual
H_2 = Altura de banco = $2B_{max}$ ($H_2 > H_1$)

Para calcular la piedra práctica se aplica la misma fórmula que en el método de Langefors.

18. RUSTAN (1990)

La fórmula de la piedra para minas a cielo abierto es:

$B = 18{,}1 \cdot D^{0{,}689}$ (+ 52% valor máximo esperado y – 37% para el valor mínimo)

donde:

D = Diámetro de los barrenos (entre 89 y 311 mm)

Esta fórmula se obtuvo por análisis de regresión a partir de una población de 73 datos, con un coeficiente de correlación de r = 0,78.

Para minas subterráneas, a partir de 21 datos reales, la fórmula de la piedra es:

$B = 11{,}8 \cdot D^{0{,}630}$ (+ 40% valor máximo esperado y – 25% para el valor mínimo)

siendo:

D = Diámetro de los barrenos (entre 48 y 165 mm) y el coeficiente de correlación r = 0,94.

BIBLIOGRAFIA

— ARNAIZ DE GUEZALA, R.; LOPEZ JIMENO, C.,; DIAZ, F. J., Y MACIAS, C.: «Aplicación en una Mina de Carbón de las Voladuras de Máximo Desplazamiento». Revista INGEOPRES. Feb-Marzo. 1993.

— ANONIMO: «Casting Overburden: An Explosive Idea». Coal Age. July 1982.

— ASH, R. L.: «The Design of Blasting Rounds». Chapter 7.3. Surface Mining. AIME, 1968.

— BERTA, G.: «L'Explosivo Strumento Di Lavoro». Italexplosivi, 1985.

— BAUER, A., et al.: «Principles and Applications of Displacing Overburden in Strip Mines by Explosives Casting». SME. AIME, october 1983.

— CHERNIGOUSKII, A. A.: «Application of Directional Blasting in Mining and Civil Engineering». United States Department of the Interior and the National Science Foundation, 1985.

— CHIRONIS, N. P.: «Casting Overburden by Blasting». Coal Age. May 1980.

«Mines Fake on Explosive Casting». Coal Age. October 1981.

«Blast-Casting Pays off at Avery». Coal Age. November, 1982.

«Angled Drilling Aids Casting». Coal Age. January 1984.
«Spiced-Up Anfo Mixed Leads to Super Blast for Casting». Coal Age. Mayo 1984.
«Blast Casting Succeds At Multi-Seam Western Mine». Coal Age. November 1985.

— GREGORY, C. E.: «Explosives for Nort American Engineers». Trans Tech Publications. Third Edition, 1983.

— GRIPPO, A. P.: «How to Get More Cast per Blast». E/MJ. December 1984.

— GRÖNFORST, T. Y VAJDA, L.: «Modern Equipment and Calculation Methods for Stone Winning and Rock-Breaking». Surface Mining and Equipment. IMM. 1983.

— HAGAN, T. N.: «Optimun Design Features of Controlled Trajectory». SEE, 1979.

— HEMPFILL, G. B.: «Blasting Operations». Mc Graw-Hill, 1981.

— KONYA, C. J.: «Blasting Design». Surface Mining Environmental Monitoring and Reclamation Handbook. 1983.

— LANGEFORS, U., and KIHLSTRÖM, B.: «Voladura de rocas». Edit. URMO, 1973.

— LOPEZ JIMENO, E.: «Parámetros Críticos en la Fragmentación de Rocas con Explosivos». VI Jornadas Minero-metalúrgicas. Huelva, 1980.

— LOPEZ JIMENO, E., y LOPEZ JIMENO, C.: «Las Voladuras en Cráter y su Aplicación a la Minería». VII Congreso Internacional de Minería y Metalurgia. Barcelona, 1984.

— LOPEZ JIMENO, E.: «Implantación de un Método de Cálculo y Diseño de Voladuras en Banco». Tesis doctoral E.T.S. de Ingenieros de Minas de Madrid, 1986.

— LUDWICZAK, J. T.: «The Blasting Primer». B.M.C., 1984.

— MCDONALD, K. L., et al.: «Productivity Improvements for Dragline Operations Using Controlled Blasting in a Single and Multiple Seam Opencast Coal Operation Rietspruit, South Africa». March 1982.

— OLOFSSON, S. O.: «Applied Explosives Technology for Construction and Mining». Applex, 1990.

— PAVETO, C. S.: «Surface Mine Blasting», 1986.

— PETRUNYAK, J., and POSTUPACK, C.: «Explosives Energy is Challenging Mechamical Energy for Overburden Removal». Coal Mining and Processing. July 1983.

— PRAILLET, R.: «A New Approach to Blasting».

— PUGLIESE, J. M.: «Designing Blast Patterns Using Empirical Formulas». U.S. Bureau of Mines. I.C., 8550, 1972.

— RUSTAN, P. A.: «Burden, Spacing and Borehole Diameter at Rock Blasting». The Third International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting. 1990.

— SPEATH: «Formula for the Proper Blasthole Spacing». Engineering News. Record, 218, 1960.

— TAMROCK: «Handbook on Surface Drilling and Blasting». 1984.

— THOMSON, S. D.: «Correcting the Burden Formula for Heave Blasting». MIning Engineering. 1985.

— UCAR, R.: «Importancia del Retiro en el Diseño de Voladuras y Parámetros a considerar». GEOS, 24-3-10, Caracas, enero 1978.

— VIERA, M.: «Sensitivity Analysis - a Key Optimun Blasting Tunnels». 18th APCOM, 1984.

— VUTUKURI, V. S., and BHANDARI, S.: «Some Aspects of Design of Open Pit Blasts». Australian Geomechanics Society, 1973.

Capítulo 21

VOLADURAS EN OTROS TRABAJOS A CIELO ABIERTO

1. INTRODUCCION

Dentro de este capítulo, se estudian brevemente otros tipos de excavaciones a cielo abierto que requieren el uso de explosivos.

Existe un conjunto de obras que se caracterizan por una gran longitud y por las condiciones cambiantes en cuanto a geometría y propiedades de los materiales a arrancar, que imponen el trazado de los proyectos y el perfil del terreno. Tal es el caso de las excavaciones para carreteras y autopistas, así como para zanjas.

Por último, se exponen las voladuras para la apertura de rampas, para nivelaciones y cimentaciones, y para el esponjamiento de las rocas o prevoladuras.

2. EXCAVACION DE CARRETERAS Y AUTOPISTAS

Los desmontes que son necesarios efectuar con voladuras en las construcciones de carreteras y autopistas son de dos tipos: en trinchera (1) y a media ladera (2). Fig. 21.1.

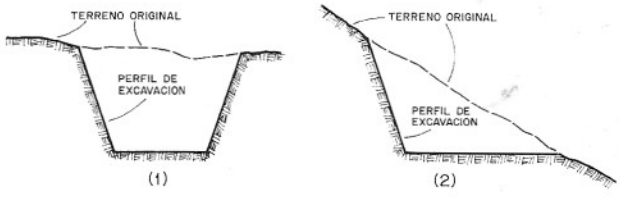


Figura 21.1. *Excavaciones en trinchera (1) y a media ladera (2).*

En ambos casos las voladuras tienden a realizarse de una sola vez, pero en ocasiones cuando las alturas de corte son grandes (>15 m) se recomienda efectuar la excavación por fases. Otros factores que pueden influir en la forma de ejecución de la obra son:

— Seguridad en la operación.
— Limitación de perturbaciones, onda aérea y vibraciones.
— Velocidad de avance.
— Dimensiones del equipo de carga, etc.

Dada la importancia del estado de la roca en los taludes residuales, especialmente en los de altura elevada, es normal terminar las excavaciones con voladuras de contorno, lo cual constituye otra razón para limitar la altura de corte a 10-12 m por la necesidad de mantener la precisión de la perforación.

2.1. Diámetros de perforación

Normalmente, se utilizan barrenos de pequeño diámetro, debido a las siguientes ventajas:

— Mejor adaptación de los esquemas a los perfiles irregulares del terreno.
— Buena fragmentación de la roca al estar mejor distribuido el explosivo. Se facilitará así la carga del escombro con equipos pequeños.
— Menor nivel de vibraciones y onda aérea.
— Posibilidad de contratar los trabajos de perforación y voladura, y
— Menores daños producidos en la roca remanente y por consiguiente costes de saneo y sostenimiento inferiores.

Los diámetros más utilizados oscilan entre los 65 y 125 mm. Es habitual realizar las voladuras de destroza con calibres entre 89 y 125 mm y las de contorno entre 65 y 75 mm.

Salvo pequeñas secciones que pueden perforarse con martillos de mano, y que sirven de plataforma de trabajo en las siguientes fases, los equipos de perforación son normalmente carros de orugas con martillo en cabeza.

Como el diámetro de perforación se ve influenciado por la altura del banco, en las excavaciones en trinchera los barrenos pueden ser más grandes que en las ejecutadas a media ladera. De forma general debe cumplirse la siguiente relación:

$$D = H/60$$

siendo:

D = Diámetro del barreno
H = Profundidad de excavación.

2.2. Longitudes de perforación.

Las longitudes de los barrenos dependen de la altura de banco, de la inclinación, que suele ser de 15 a 20°, y de la sobreperforación que se necesita según la resistencia de la roca:

$$L = \frac{H}{\cos \beta} + \left[1 - \frac{\beta}{100}\right] \times J$$

donde:

β = Angulo con respecto a la vertical en grados.
H = Altura de banco (m).
J = Sobreperforación, estimada a partir de la Tabla 21.1.

2.3. Distribución de carga y retacado

En este tipo de voladuras, se emplean columnas de explosivo selectivas con cargas de fondo de explosivos gelatinosos o hidrogeles y cargas de columna de ANFO.

En la Tabla 21.2 se indican las longitudes recomendadas de las cargas de fondo y retacado para diferentes tipos de roca. Las alturas de las cargas de columna se calculan por diferencia entre las longitudes de los barrenos y la suma de las cargas de fondo y los retacados.

2.4. Esquemas de perforación

A. Excavaciones en trinchera

Siempre se realizan con barrenos verticales, y según sea la relación «H/D» se distinguen dos casos.

a) **Si H > 100 D .** Es el más habitual para bancos de 10 a 12 m de altura. Los valores de la piedra y el espaciamiento se calculan a partir de la Tabla 21.3.

TABLA 21.1

VARIABLE DE DISEÑO	RESISTENCIA A COMPRESION SIMPLE (MPa)			
	Blanda	Media	Dura	Muy Dura
	< 70	70-120	120-180	> 180
SOBREPERFORACION - J	10 D	11 D	12 D	12 D

TABLA 21.2

VARIABLE DE DISEÑO	RESISTENCIA A COMPRESION SIMPLE (MPa)			
	Blanda	Media	Dura	Muy dura
	< 70	70 - 120	120 - 180	> 180
LONGITUD CARGA DE FONDO - l_f	30 D	35 D	40 D	46 D
RETACADO - T	35 D	34 D	32 D	30 D

TABLA 21.3

VARIABLE DE DISEÑO	RESISTENCIA A COMPRESION SIMPLE (MPa)			
	Blanda	Media	Dura	Muy dura
	<70	70-120	120-180	>180
PIEDRA - B	39 D	37 D	35 D	33 D
ESPACIAMIENTO - S	51 D	47 D	43 D	38 D

b) **Si H < 100 D.** En estos casos la piedra se calcula a partir de la expresión:

$$B = \left[\frac{Q_b}{\frac{S}{B} \times \frac{H}{\cos \beta} \times CE} \right]^{0,5}$$

donde:

Q_b = Carga total por barreno (kg).
H = Altura de banco (m).
S/B = Relación entre el Espaciamiento y la Piedra (Tabla 21.4).
CE = Consumo específico de explosivo (Tabla 21.4).
β = Angulo con respecto a la vertical (Grados).

B. **Excavaciones a media ladera**

Este tipo de obras puede llevarse a cabo según tres procedimientos.

a) Barrenos verticales paralelos o en abanico
b) Barrenos verticales y horizontales
c) Barrenos horizontales o zapateras.

La apertura de las pistas de acceso señaladas en la Fig. 21.2 con la letra «A» se realiza, normalmente, con el mismo equipo de perforación que después efectúa la destroza, aunque con un diámetro menor, practicando barrenos horizontales paralelos a la traza en número suficiente para abrir plataformas con una anchura entre 6 y 9 m. El ciclo de trabajo es discontinuo ya que

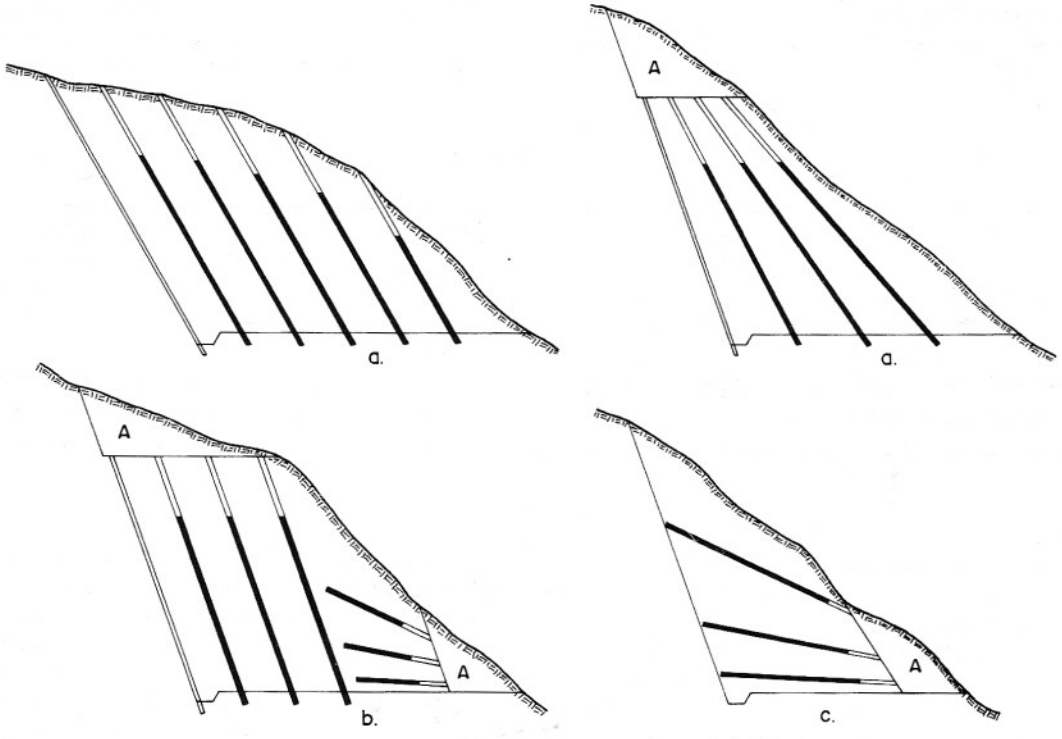


Figura 21.2. *Tipos de excavaciones a media ladera.*

TABLA 21.4

VARIABLE DE DISEÑO	RESISTENCIA A COMPRESION SIMPLE (MPa)			
	Blanda	Media	Dura	Muy dura
	< 70	70 - 120	120 - 180	> 180
RELACION - S/B	1,25	1,20	1,15	1,15
CONSUMO ESPECIFICO - CE (kg/m^3)	0,30	0,35	0,42	0,49

después de cada pega es necesario retirar el escombro, generalmente con tractor, para proceder a perforar la siguiente voladura.

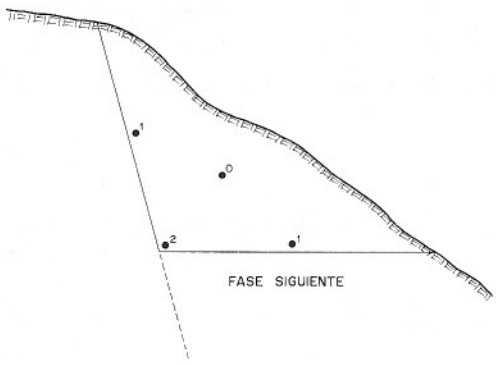


Figura 21.3. *Apertura de pistas de acceso para posteriores excavaciones a media ladera.*

La carga con explosivo encartuchado es muy penosa, por lo que si no existe presencia de agua suelen emplearse cargadoras neumáticas de ANFO.

Las longitudes de retacado se determinan según la Tabla 21.2 pudiendo utilizarse tacos de arcilla para facilitar su ejecución y efectividad.

Las voladuras de zapateras tienen las siguientes ventajas:

— Precisan trabajos de preparación mínimos.

— Los costes de arranque son bajos, debido a la bonificación de la roca que se desprende por gravedad.

Sin embargo, presenta serios inconvenientes que las hacen poco aconsejables en grandes proyectos:

— Proyecciones de roca importantes al actuar las cargas como en voladuras en cráter.

— El macizo residual queda muy deteriorado con rocas colgadas, y en ocasiones taludes invertidos.

Si la perforación se realiza verticalmente, se aplican los valores indicados en el punto anterior para el caso «H<100 D».

Cuando se utilicen barrenos horizontales o zapateras el cálculo del esquema se hará a partir de la expresión:

$$S = 3 \times \sqrt{D \times L}$$

donde:

S = Espaciamiento (m).
D = Diámetro del barreno (m).
L = Longitud del barreno (m).

Si la altura de banco es inferior a 5 m sólo se utilizará una fila de barrenos, entre 5 y 8 m dos filas y por encima de 8 m tres o más filas.

2.5. Secuencias de encendido

Las secuencias de encendido deben permitir una buena fragmentación y desplazamiento de la roca, al mismo tiempo que se mantienen los niveles de vibración dentro de unos límites aceptables.

El tamaño de las voladuras debe ser tan grande como sea posible para evitar los movimientos de maquinaria, interrupciones en el tráfico de carreteras próximas, etc., y para ello se utilizarán explosores secuenciales o relés de microrretardo.

A. Excavaciones en trinchera

Los esquemas más utilizados son los rectangulares Fig. 21.4 o triangulares equiláteros Figs. 21.5 y 21.6.

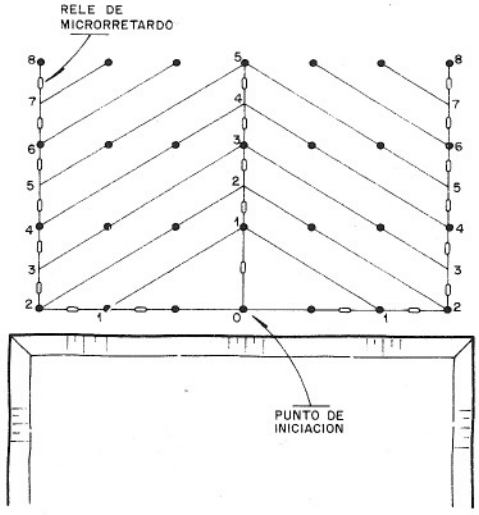


Figura 21.4. *Esquema rectangular con secuencia de encendido en «V1».*

Los esquemas triangulares recomendados son los de la Fig. 21.6, pues el dispuesto según la Fig. 21.5 da lugar a un perfil del talud irregular.

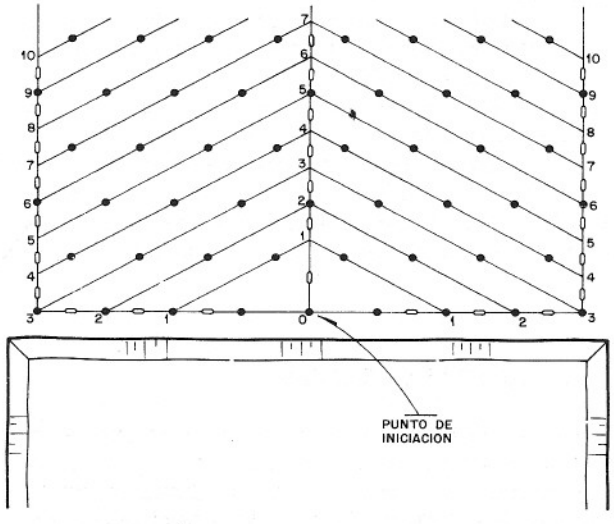


Figura 21.5. *Esquema triangular con secuencia de encendido en «V1».*

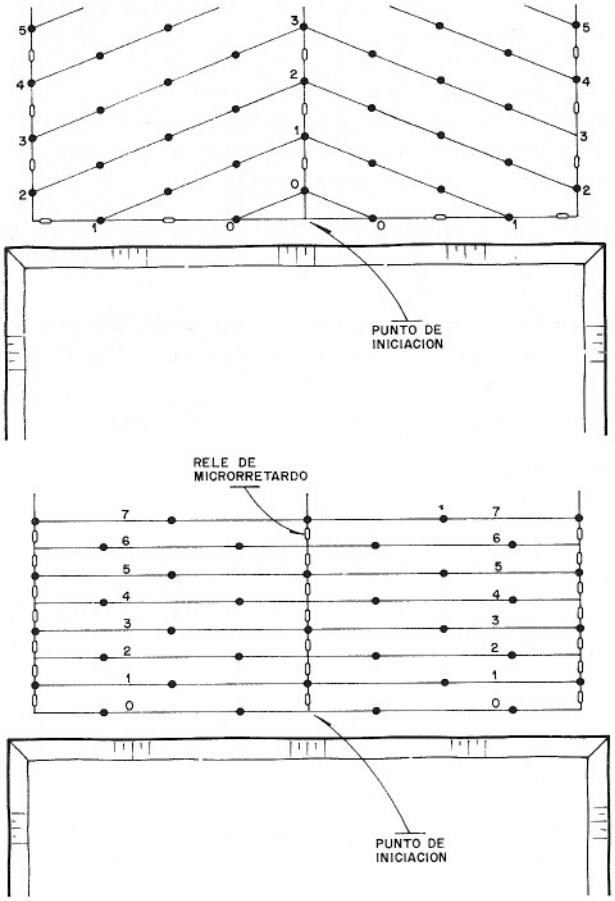


Figura 21.6. *Esquemas triangulares con secuencia de encendido en «V» y en línea.*

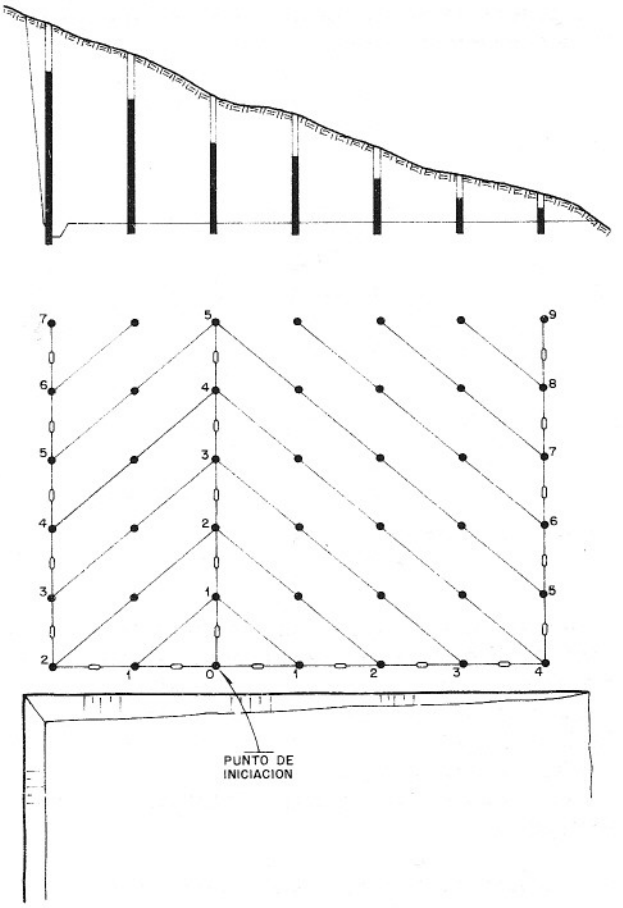


Figura 21.7. *Secuencia de encendido en «V» con salida paralela a la traza.*

B. **Excavación a media ladera**

La dirección de salida de la voladura puede disponerse normal a la dirección de la traza o, más frecuentemente, paralela a la misma, Fig. 21.7. En el primer caso, existe el riesgo de rodadura incontrolada de piedras ladera abajo y un mayor coste de la carga al tener que realizar labores de limpieza, ya que el escombro no se encontrará recogido.

Cuando en las voladuras se combinan barrenos horizontales y verticales, suele ser conveniente efectuar la excavación por fases, desescombrando el material de la primera pega antes de disparar la segunda. Si por necesidades de la obra la voladura se dispone en una sola sección, la secuencia recomendada debe ser la de la Fig. 21.8.

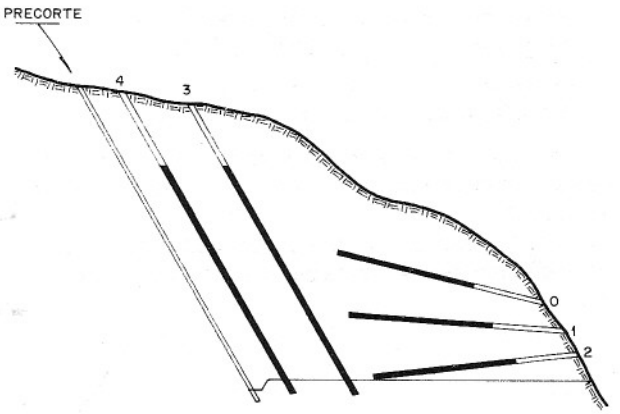


Figura 21.8. *Secuencia de encendido en sección con barrenos verticales y zapateras.*

3. VOLADURAS DE ZANJAS

La excavación de zanjas con explosivos presenta una serie de características particulares que obligan a modificar los criterios de diseño de las voladuras en banco y a adaptar las mismas a la naturaleza cambiante de las rocas, así como a tomar medidas especiales en lo referente al control de las vibraciones y proyecciones, pues es frecuente que tengan que realizarse cerca de núcleos urbanos.

Se denominan zanjas a aquellas obras lineales de superficie con una anchura comprendida entre 0,8 y 3 m y una profundidad que puede oscilar entre 0,5 y 5 m.

Se utilizan en la construcción de drenajes, servicios de alcantarillado, conducciones de agua y electricidad, gaseoductos y oleoductos.

El mayor confinamiento de la roca en estas voladuras obliga a la utilización de consumos específicos de explosivo más elevados que en las voladuras en banco convencionales. Esta circunstancia, unida al empleo de mallas de perforación más cerradas, da lugar a unos costes de arranque altos.

3.1. Diámetros de perforación

La perforación de los barrenos se realiza siempre con diámetros pequeños, siendo normal la utilización de martillos de mano en las pequeñas obras urbanas y carros de perforación ligeros en las excavaciones de mayor envergadura.

Los calibres empleados dependen de las dimensiones de las zanjas, Tabla 21.5, y de las limitaciones impuestas por los niveles de vibración admisibles.

TABLA 21.5

DIMENSIONES DE LAS ZANJAS (m)	DIAMETROS DE PERFORACION (mm)
Anchura AZ < 1 Profundidad - H < 1,5	32 - 45
Anchura AZ > 1 Profundidad - H > 1,5	50 - 65

3.2. Esquemas de perforación

Los esquemas de perforación dependen básicamente de la magnitud de la excavación, pudiendo fijarse el valor de la piedra en función del diámetro de los barrenos, Tabla 21.6, y el espaciamiento a partir de la anchura de la excavación, Tabla 21.7.

TABLA 21.6

VARIABLE DE DISEÑO	DIAMETRO DE PERFORACION	
	< 50 mm	> 50 mm
Piedra - B	26 D	24 D

TABLA 21.7

VARIABLE DE DISEÑO	ANCHURA DE LA ZANJA - AZ		
	< 0,75 m	0,75 - 1,5 m	1,5 - 3 m
Número de Filas	2	3	4
Espaciamiento - S	AZ	AZ/2	AZ/2,6*

* En los barrenos de contorno se reduce el espaciamiento en un 20%.

Foto 21.1. *Voladura en zanja.*

3.3. Sobreperforación, retacado e inclinación

La sobreperforación «J» se suele tomar como 0,5 veces el valor de la piedra,con un valor mínimo de 0,2 metros.

El retacado se dimensiona normalmente con una longitud igual a la de la piedra.

La inclinación de los taladros favorece la rotura en el fondo, por lo que se aconseja perforar con ángulos con respecto a la vertical entre 26,5° y 18,5° (2:1 y 3:1).

3.4. Distribución de cargas y tipos de explosivos

Los explosivos más adecuados para la excavación de zanjas son aquellos con una alta densidad y energía, pues es necesario aprovechar al máximo la perforación efectuada. Así, se utilizan generalmente los explosivos gelatinosos, los hidrogeles y las emulsiones encartuchadas.

En la actualidad se distinguen dos tipos de voladuras en zanja: las convencionales y las suaves. Las primeras tienen esquemas desalineados en los que los barrenos centrales se colocan por delante de los de contorno que salen inmediatamente después. Fig. 21.9. Las cargas de explosivo en todos los barrenos son iguales. Las concentraciones de explosivo en la columna se disminuyen en relación con la de fondo, situándose entre un 25 y un 35%.

El tipo de voladuras denominado suave se caracteriza por tener los barrenos centrales alineados con los de contorno y utilizar cargas de explosivo distintas, según la posición de los barrenos, Fig. 21.10. En los centrales las cargas de columna y de fondo se incrementan y en los de contorno se reduce, mientras que el retacado se disminuye en éstos últimos a una longitud de 10D.

Para calcular las longitudes de las cargas de fondo se utilizan las siguientes expresiones, Tabla 21.8, donde H es la profundidad de la zanja a excavar en metros.

Las cargas de columna pueden formarse con agentes explosivos (e.g. ANFO) de menor potencia y energía, o con el mismo explosivo empleado en la carga de fondo pero en cartuchos de menor diámetro.

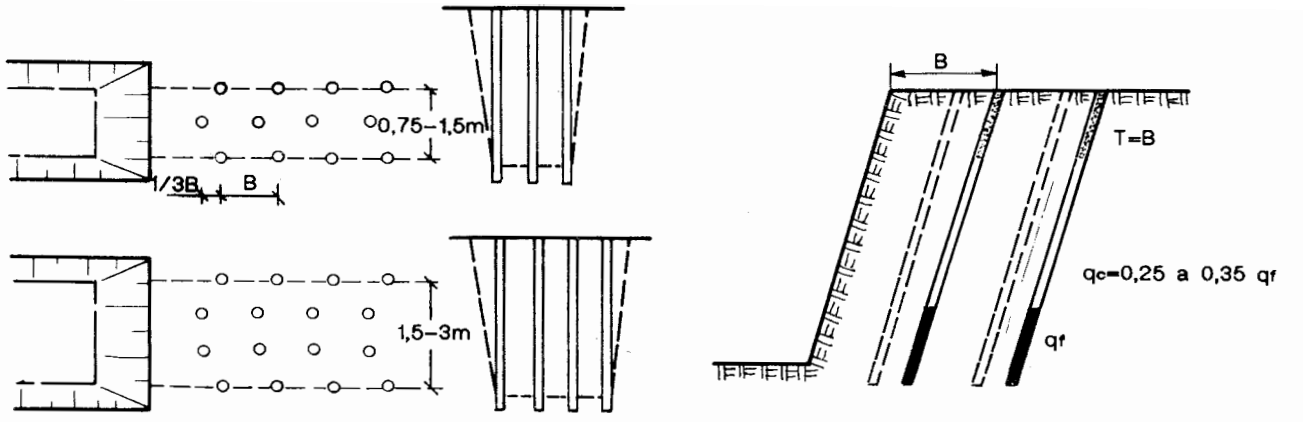


Figura 21.9. *Voladura en zanja convencional.*

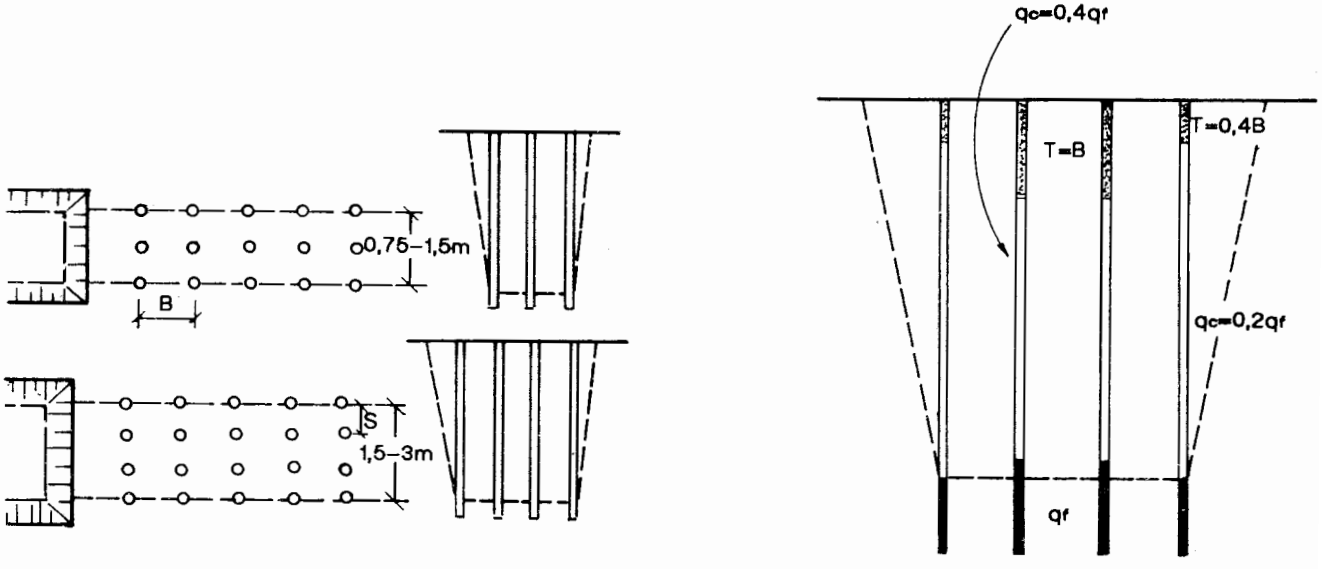


Figura 21.10. *Voladura en zanja suave*

TABLA 21.8

VOLADURAS CONVENCIONALES	VOLADURAS SUAVES
Todos los Barrenos $0,4 + \frac{H-1}{5}$	*Barrenos Centrales* $1,3\,[0,4 + \frac{H-1}{5}]$ *Barrenos de Contorno* $0,7\,[0,4 + \frac{H-1}{5}]$

En lo referente a las ventajas de uno u otro tipo de voladura, en las convencionales la carga es más sencilla al ser en todos los barrenos iguales y los niveles de vibración son menores, por el contrario se produce una mayor sobreexcavación al tener los barrenos de contorno un ángulo de rotura menor y estar más confinados. Fig. 21.11.

Las voladuras suaves tienen las ventajas de perforarse con esquemas rectangulares o simétricos más sencillos de replantear y reducir el volumen de sobreexcavación en las paredes de la zanja, contrariamente la carga de los explosivos se complica al ser distinta en los barrenos de contorno y laterales y los niveles de vibración son superiores como consecuencia de las mayores cargas de éstos últimos.

3.5. Secuencias de encendido

Los esquemas de iniciación de las cargas en una voladura en zanja deben permitir una buena fragmentación y arranque de la roca manteniendo una sobreexcavación mínima.

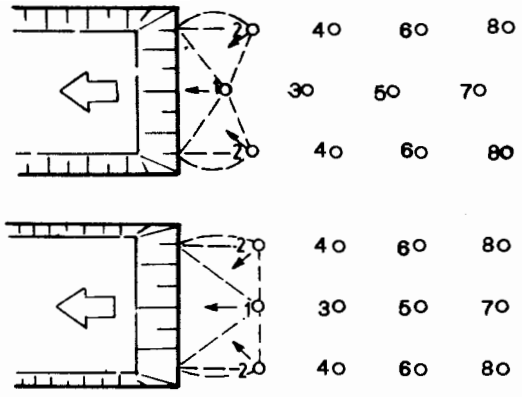


Figura 21.11. *Zonas de sobreexcavación en los diferentes tipos de voladuras.*

En la Fig. 21.12 se indican las secuencias de encendido recomendadas en función del número de filas de barrenos.

Para aumentar la longitud de las pegas pueden emplearse explosores secuenciales, o relés de microrretardo.

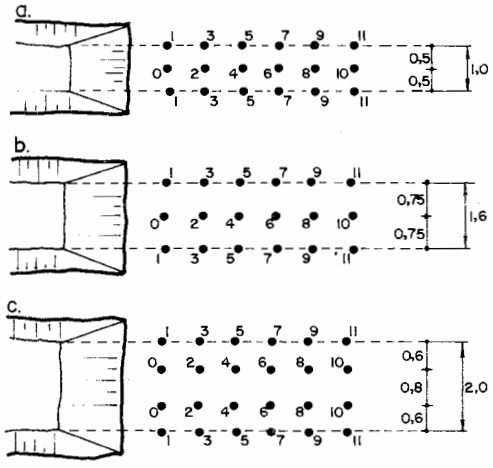


Figura 21.12. *Secuencias de encendido.*

3.6. Control de alteraciones

Debido al confinamiento y a los elevados consumos específicos empleados en este tipo de labores, en lugares próximos a zonas habitadas es totalmente necesario utilizar sistemas de protección frente a las proyecciones.

En cuanto al control de las vibraciones, que se trata de forma más exhaustiva en el Capítulo 32, las medidas más frecuentes se basan en la reducción de la carga operante por medio de:

— Disminución del diámetro de perforación
— Seccionado de las cargas dentro de los barrenos
— División de las voladuras en fases.

4. VOLADURAS EN RAMPAS

La continua profundización de las explotaciones a cielo abierto obliga a la ejecución de voladuras en rampa cada vez que se inicia la apertura de un nuevo nivel.

De acuerdo con el esquema de la Fig. 21.13, para una rampa con una profundidad «H» la longitud proyectada «LD» es:

$$LD = \frac{H}{\text{tag } \alpha} = \frac{H \times 100}{P_r}$$

donde:

α = Inclinación de la rampa en grados.
P_r = Pendiente de la rampa en tanto por ciento.

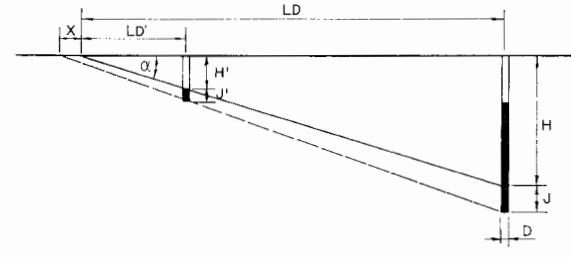


Figura 21.13. *Esquema longitudinal de una rampa.*

En la teoría y diseño de voladuras existe una relación constante entre la dimensión de la piedra «B» y la sobreperforación «J», para un determinado diámetro de barreno «D», de forma que:

$$B = K_1 \times J$$

Por otro lado, se ha demostrado para cargas esféricas de longitud «J» enterradas bajo una longitud de retacado «H» que los cráteres tienen perfiles similares al óptimo si la relación Profundidad de Carga/Radio del Barreno es:

$$\frac{(H' + 1/2\ J')}{1/2\ D} = 19 \pm 1$$

Suponiendo que «H» es la profundidad de corte en una línea más superficial de la rampa, se tiene:

$$J' = 2{,}4D$$

y

$$H' = 8{,}3D$$

En la Fig. 21.13. se observa por semejanza de triángulos que:

$$\frac{H' + J'}{LD' + X} = \frac{H + J}{LD + X} = K$$

donde:

X = Distancia horizontal entre la línea teórica de fondos de barrenos y el comienzo de la rampa.

$$X = \frac{(H' + J') \times (H/\text{tag}\ \alpha) - (H + J) \times (H'/\text{tag}\ \alpha)}{(H + J) - (H' + J')}$$

Las ecuaciones anteriores pueden aplicarse al cálculo de los esquemas para cada una de las filas de una voladura en rampa.

Como los cálculos son muy repetitivos lo normal es calcular mediante ordenador los diferentes esquemas, tal como se indica en el listado adjunto. Tabla 21.9.

También se utilizan ábacos como el de la Fig. 21.14

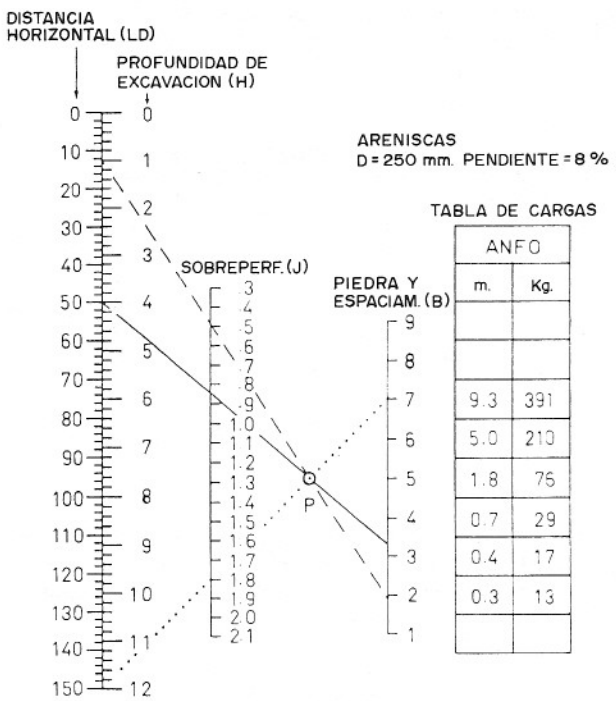


Figura 21.14. *Abaco de cálculo (Chung).*

TABLA 21.9

```
============================
ESQUEMA DE VOLADURA EN RAMPA
============================
DIAMETRO BARRENO   (MM) =250
ALTURA DE BANCO    (M)  =12
ESQUEMA B = S      (M)  =7
SOBREPERFORACION   (M)  =1.8
PENDIENTE RAMPA    (%)  =8
```

FILA	DISTANCIA	ALTURA	PIEDRA	SOBREPERF.
1	143.00	11.44	6.73	1.73
2	136.26	10.90	6.48	1.66
3	129.78	10.38	6.23	1.60
4	123.54	9.88	6.00	1.54
5	117.53	9.40	5.77	1.48
6	111.75	8.94	5.56	1.43
7	106.19	8.49	5.35	1.37
8	100.84	8.06	5.15	1.32
9	95.69	7.65	4.95	1.27
10	90.73	7.25	4.77	1.22
11	85.96	6.87	4.59	1.18
12	81.37	6.50	4.41	1.13
13	76.95	6.15	4.25	1.09
14	72.70	5.81	4.09	1.05
15	68.60	5.48	3.93	1.01
16	64.67	5.17	3.79	0.97
17	60.88	4.87	3.64	0.93
18	57.23	4.57	3.51	0.90
19	53.72	4.29	3.37	0.86
20	50.34	4.02	3.25	0.83
21	47.09	3.76	3.12	0.80
22	43.96	3.51	3.01	0.77
23	40.95	3.27	2.89	0.74
24	38.05	3.04	2.78	0.71
25	35.26	2.82	2.68	0.69
26	32.58	2.60	2.58	0.66
27	29.99	2.39	2.48	0.63
28	27.51	2.20	2.39	0.61
29	25.11	2.00	2.30	0.59
30	22.81	1.82	2.21	0.56
31	20.60	1.64	2.13	0.54
32	18.46	1.47	2.05	0.52
33	16.41	1.31	1.97	0.50
34	14.44	1.15	1.90	0.48
35	12.53	1.00	1.82	0.47
36	10.71	0.85	1.76	0.45
37	8.94	0.71	1.69	0.43
38	7.25	0.58	1.63	0.41
39	5.62	0.44	1.56	0.40
40	4.05	0.32	1.51	0.38
41	2.54	0.20	1.45	0.37
42	1.09	0.08	1.39	0.35

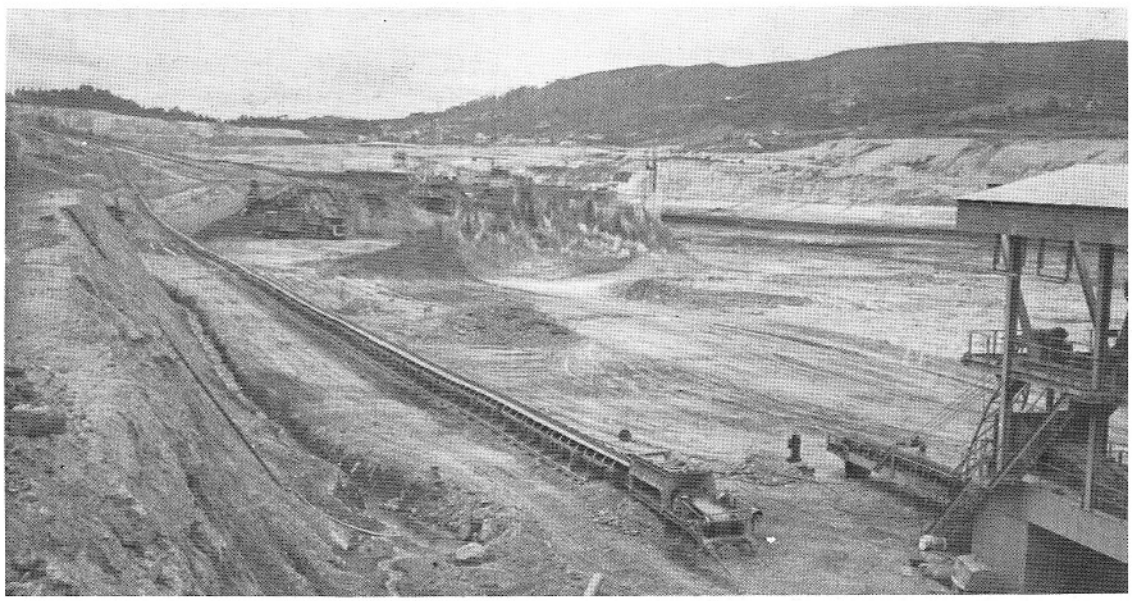


Foto 21.2. *Voladura en rampa para la apertura de un nuevo banco.*

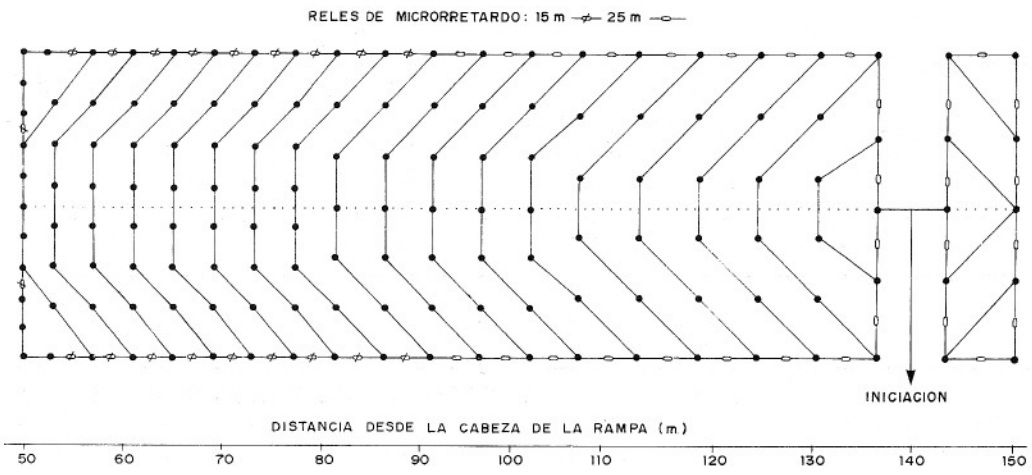


Figura 21.15. *Secuencia de encendido con relés de microrretardo en una voladura en rampa.*

construidos para unos datos de partida ya establecidos. En este caso con D = 225 mm, H = 12 m, J = 1,8 m, P_r = 8%.

En la Fig. 21.15 se representa la secuencia de encendido en una rampa empleando relés de cordón detonante, e iniciando la voladura en la zona más profunda para crear un hueco que sirva de cuele.

5. VOLADURAS PARA NIVELACIONES

Las voladuras de nivelación son típicas en la preparación de solares para la construcción de edificios, instalaciones industriales, etc. Su ejecución debe ser llevada a cabo por personal adiestrado, pues es preciso un cuidadoso control sobre:

— La fragmentación, ya que en la carga y el transporte se emplea maquinaria pequeña para circular por vías urbanas, y

— Las vibraciones, la onda aérea y las proyecciones que deben mantenerse bajo umbrales de seguridad, pues en las proximidades es frecuente la existencia de edificios y otras estructuras.

5.1. Diámetros de perforación

El diámetro de los barrenos está condicionado por la altura de banco, que suele ser pequeña, y las cargas máximas operantes que son función del nivel de vibración admisible.

Es posible establecer una primera aproximación al diámetro más adecuado, a partir de la altura de banco, con la ecuación:

$$D = H/60$$

Aunque en la práctica los diámetros más habituales se encuentran en el rango de 38 a 65 mm.

5.2. Longitud de perforación

Como las alturas de excavación son pequeñas, los barrenos se perforan con inclinaciones próximas a los 60° pues se consigue una mayor fragmentación y esponjamiento, un buen despegue del piso y un nivel de vibraciones más bajo.

La longitud de perforación se calcula con la expresión

$$L = \frac{H}{\cos \beta} + \left[1 - \frac{\beta}{100} \right] \times J$$

donde:

β = Angulo del barreno con respecto a la vertical (Grados).

H = Altura media del terreno que ha de ser arrancado por el barreno (m).

J = Sobreperforación, que depende del tipo de roca y diámetro del taladro. Tabla 21.10.

5.3. Distribución de cargas y retacado

En la Tabla 21.11 se indican los consumos específicos de explosivo y las longitudes de retacado para los distintos tipos de roca.

Ocasionalmente, los retacados pueden reducirse para disponer de un mayor volumen de barreno que pueda alojar explosivo, pero nunca debe bajar de «25 D» para evitar los problemas de onda aérea y proyecciones.

En cuanto a los tipos de explosivo, como las longitudes de los barrenos son pequeñas, se utilizan normalmente los explosivos potentes y de alta densidad.

5.4. Esquemas de perforación

La Piedra se determina a partir de la siguiente expresión:

$$B = \left[\frac{Q_b}{\frac{S}{B} \times \frac{H}{\cos \beta} \times CE} \right]^{0,5}$$

TABLA 21.10

VARIABLE DE DISEÑO	RESISTENCIA A COMPRESION SIMPLE (MPa)			
	Blanda < 70	Media 70 - 120	Dura 120 - 180	Muy dura > 180
SOBREPERFORACION - J	10 D	11 D	12 D	12 D

TABLA 21.11

VARIABLE DE DISEÑO	RESISTENCIA A COMPRESION SIMPLE (MPa)			
	Blanda	Media	Dura	Muy dura
	<70	70-120	120-180	>180
CONSUMO ESPECIFICO - CE (kg/m^3)	0,30	0,35	0,42	0,49
RETACADO - T	35 D	34 D	32 D	30 D

TABLA 21.12

VARIABLE DE DISEÑO	RESISTENCIA A COMPRESION SIMPLE (MPa)			
	Blanda	Media	Dura	Muy dura
	<70	70-120	120-180	>180
RELACION ESPAC./PIEDRA - S/B	1,25	1,20	1,15	1,15

donde:

Q_b = Carga de explosivo por barreno (kg).
S/B = Relación entre el Espaciamiento y la Piedra. Ver Tabla 21.12.
H = Altura media del terreno (m).
CE = Consumo específico de explosivo (kg/m^3).
β = Angulo con respecto a la vertical (Grados).

El cálculo de la Piedra debe repetirse para cada fila siempre que la cota media del terreno varíe.

Especial esmero debe ponerse en el replanteo de este tipo de voladuras por las dificultades que entraña un terreno irregular.

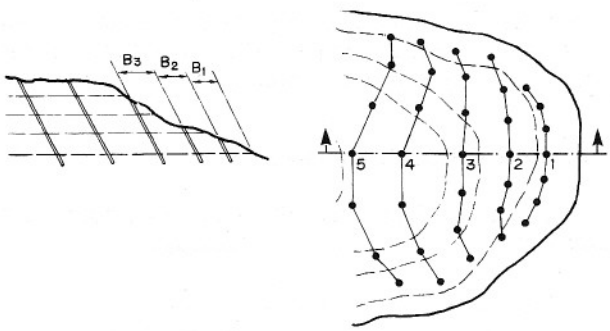


Figura 21.16. *Ejemplo de voladura de nivelación.*

5.5. Secuencias de encendido

Como los barrenos laterales suelen tener salida libre, cada una de las filas puede iniciarse con un mismo tiempo de retardo o disponer secuencias en «V» si fuera preciso aumentar el tiempo de la pega por limitación de las vibraciones.

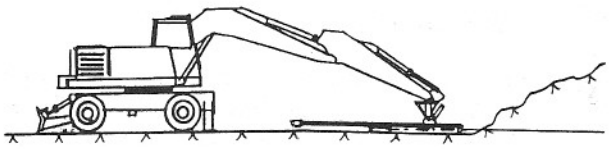
5.6. Voladuras con barrenos horizontales

En algunos proyectos, cuando la altura de los bancos es demasiado pequeña y es esencial dejar una superficie final en la excavación lo más regular posible, la perforación de barrenos horizontales presenta numerosas ventajas. Estas pueden concretarse en:

— Perforación y consumos específicos menores
— Tiempos de ciclo más cortos
— Menores problemas de repiés
— Reducido riesgo de cortes y mayor seguridad
— Menor necesidad de accesorios
— Posibilidad de disponer las protecciones sin afectar a la carga de los barrenos.

Los únicos inconvenientes que plantea son:

— La carga del escombro se debe efectuar antes de comenzar la perforación del siguiente módulo.
— La fragmentación es más gruesa y la aparición de bolos más probable.
— La carga de los barrenos es más dificultosa.



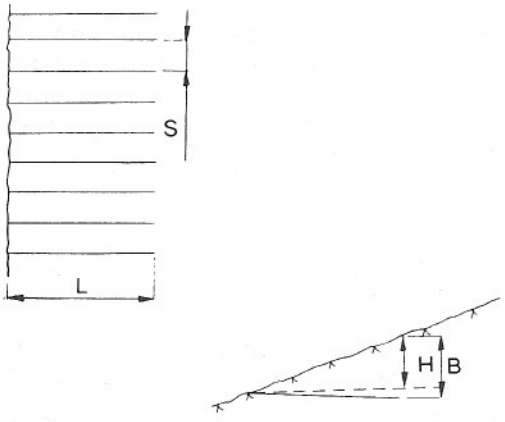


Figura 21.17. Voladura de nivelación con barrenos horizontales

Los diámetros de perforación tienen que ser pequeños para lograr buenos resultados. Así, suponiendo unas alturas de excavación inferiores a 1,5 m, para un diámetro de los barrenos de 38 mm el espaciamiento entre éstos se calcula, en una primera aproximación, con la fórmula siguiente:

$$S = 0{,}7 \times H^{1{,}1},$$

donde:

S = Espaciamiento (m)
H = Altura de excavación (m), inferior a 1,5 m.

Dependiendo de la capacidad del equipo de perforación, el ángulo de los barrenos estará entre 0° y 10°.

En lo relativo a las cargas, como las voladuras se realizan contra un frente libre amplio y con una sola fila, no suele precisarse carga de fondo, por lo que la carga en el barreno consistirá sólo en carga de columna.

Los retacados deberán tener una longitud mínima entre 10D y 20D, según el perfil del terreno y condiciones de trabajo.

Los consumos específicos típicos en las voladuras de nivelación con barrenos horizontales están alrededor de los 0,2 kg/m³.

6. VOLADURAS PARA CIMENTACIONES

La excavación con explosivos para las cimentaciones en roca presenta los siguientes problemas:

— No se dispone de un frente libre, lo cual dificulta la fragmentación y esponjamiento del escombro.
— La rotura de la roca debe adaptarse al perfil establecido en el proyecto sin producir sobreexcavaciones.
— Existen limitaciones para las vibraciones y proyecciones cuando se realizan los trabajos dentro de núcleos urbanos.

6.1. Diámetros y longitudes de perforación

Tanto para la selección del diámetro de perforación como para la determinación de la longitud de los barrenos, se aplica lo expuesto en las voladuras para nivelación.

6.2. Distribución de cargas y retacado

Los consumos específicos de explosivo y las longitudes de retacado se fijan a partir de la resistencia de las rocas. Tabla 21.13.

Si se reducen las longitudes de retacado es preciso disponer de algún sistema de protección adicional frente a las proyecciones.

Los explosivos que se emplean son por lo general potentes y de alta densidad.

TABLA 21.13

VARIABLE DE DISEÑO	RESISTENCIA A COMPRESION SIMPLE (MPa)			
	Blanda	Media	Dura	Muy dura
	<70	70-120	120-180	>180
CONSUMO ESPECIFICO - CE(kg/m³)	0,35	0,42	0,50	0,60
RETACADO - T	35 D	34 D	32 D	30 D

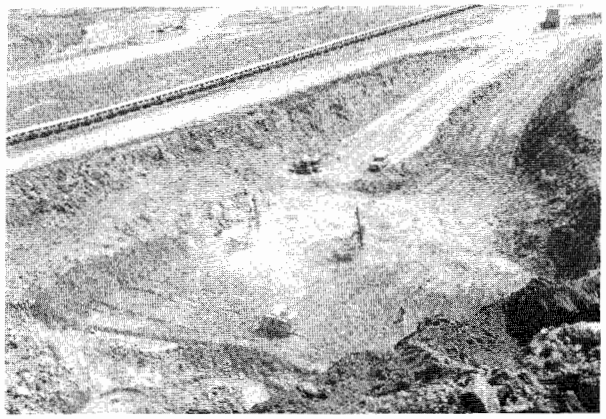


Foto 21.3. *Perforación de una voladura sin frente libre vertical.*

6.3. Esquemas de perforación

Se aplica la ecuación y la relación entre el espaciamiento y la piedra propuestos anteriormente para las nivelaciones.

Al no existir un frente libre, una parte de los barrenos se disponen angulados en forma de cuña para crear el cuele y el resto se perforan con la inclinación elegida, que suele estar próxima a los 60°. Fig. 21.18. En los barrenos de cuele la concentración de carga debe ser por lo menos un 30% mayor.

En algunos casos, incluso se realizan las excavaciones por fases abriendo unas zanjas o trincheras en un costado, de forma que uno de los taludes trabaja como frente libre en las voladuras en banco que se disparan después.

6.4. Secuencias de encendido

Las secuencias de encendido pueden ser similares a las reflejadas en la Fig. 21.18 pero realmente, se establecerán a partir de los estudios vibrográficos, ya que es muy frecuente que existan limitaciones en las cargas operantes e incluso en los tiempos de retardo.

7. MINIVOLADURAS

En determinados ambientes, debido a la proximidad de edificios u otras estructuras, que se deben proteger, no pueden utilizarse grandes cantidades de explosivo, siendo obligado la reducción de los diámetros de perforación.

Desde hace algunos años, existe en el mercado un nuevo tipo de explosivo de alta densidad y potencia que permite la realización de minivoladuras («mini-hole blasting»), al perforarse los barrenos con un diámetro de 22 mm.

El explosivo es una gelatina de nitroglicerina/nitroglicol y nitrocelulosa en la que se ha mezclado la pentrita y el nitrato amónico. Las características principales son:

— Densidad .....1,55 g/cm³
— Energía.....5,5 MJ/kg
— Potencia relativa en peso respecto al ANFO 127
— Velocidad de detonación .....6.000 m/s
— Resistencia al agua .....Excelente

Las cargas, de unos 80 g, están preparadas dentro de pequeñas vainas de plástico de 17 x 275 mm con un alojamiento interior para el detonador.

Al conseguirse un mejor uso de la energía desarrollada por el explosivo, las cantidades que se requieren de

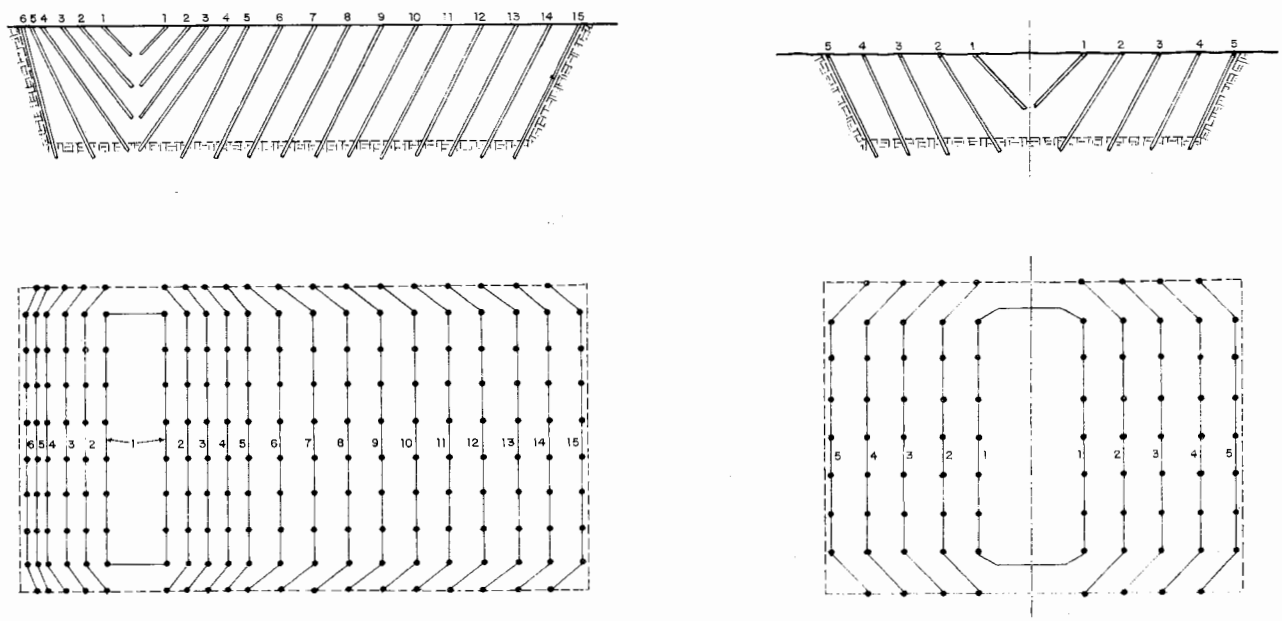


Figura 21.18. *Disposición de barrenos en excavaciones alargadas y estrechas.*

éste son aproximadamente la mitad que con un explosivo normal, reduciéndose así el riesgo de proyecciones y de vibraciones.

A continuación se ven algunas de las aplicaciones más frecuentes de las minivoladuras.

7.1. Zanjas para cables

Las zanjas para cables frecuentemente tienen una profundidad limitada, por lo que resultan obras especialmente adecuadas para efectuar con el método de las minivoladuras. Los barrenos de 22 mm de diámetro se recomienda perforarlos con inclinaciones de unos 18° (3:1), por lo que las reglas de cálculo que se aplican para zanjas con una profundidad entre 0,3 y 0,6 son las siguientes:

$$L = H + 0{,}2$$
$$B = 0{,}018\ D$$
$$T = B$$
$$Q_b = 0{,}2 \times H$$

siendo:

- H = Profundidad de la zanja (m)
- D = Diámetro de los barrenos (mm)
- B = Piedra (m)
- T = Retacado (m)
- Q_b = Carga por barreno de explosivo potente (kg)

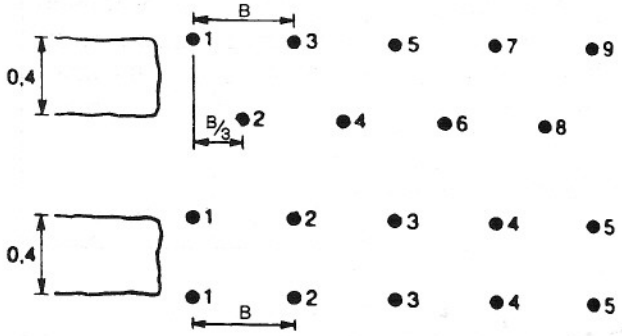


Figura 21.19. *Secuencia de iniciación de minivoladuras en zanja para cables.*

7.2. Zanjas para tuberías

Si la profundidad de las zanjas es inferior a 0,8 m el método de las minivoladuras resulta un procedimiento adecuado, que al permitir hacer un mejor uso de la energía del explosivo da lugar a un menor riesgo de proyecciones y reducidos niveles de vibración.

Manteniendo los parámetros básicos indicados en las zanjas para cables, al ser las anchuras de las excavaciones mayores, las cargas se calculan con la siguiente expresión:

$$Q_b = 0{,}03 + (H - 0{,}3) \times 0{,}25$$

donde:

H = Profundidad de la zanja entre 0,3 y 0,6 m.

El número de filas de barrenos se determina en función de la anchura de la zanja.

TABLA 21.14

ANCHURA DE LA ZANJA (m)	NUMERO DE FILAS DE BARRENOS
0,8 - 1,2	3
1,5 - 2,0	4

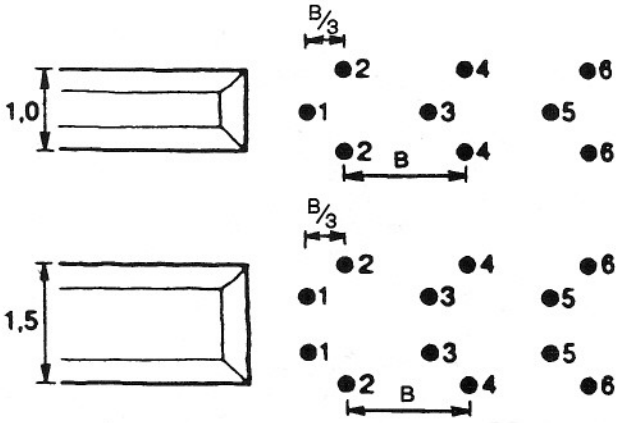


Figura 21.20. *Secuencias de iniciación de minivoladuras en zanja para tuberías.*

7.3. Hoyos para postes y vigas

El empleo de explosivos para la apertura de los hoyos en roca destinados a sujetar postes o vigas verticales es antiguo, pero las cargas convencionales dejan huecos en forma de cráter que exigen en muchos casos la utilización de vientos u otros elementos de anclaje y también material de relleno.

Cuando los huecos tienen un diámetro inferior a 0,6 m la técnica de las minivoladuras con explosivos especiales ha abierto un nuevo campo. Los barrenos de 22 mm de diámetro se perforarán paralelos, dejando uno o dos de mayor diámetro vacíos, y cargando el resto con explosivo especial de alta potencia hasta cerca de 6 cm de la superficie.

Los consumos específicos son altos, al igual que en los cueles de barrenos paralelos.

Con el fin de conseguir la fragmentación y expulsión adecuadas de la roca fragmentada, se dejarán entre barrenos consecutivos un mínimo de 60 ms de tiempo de retardo en la secuencia de encendido.

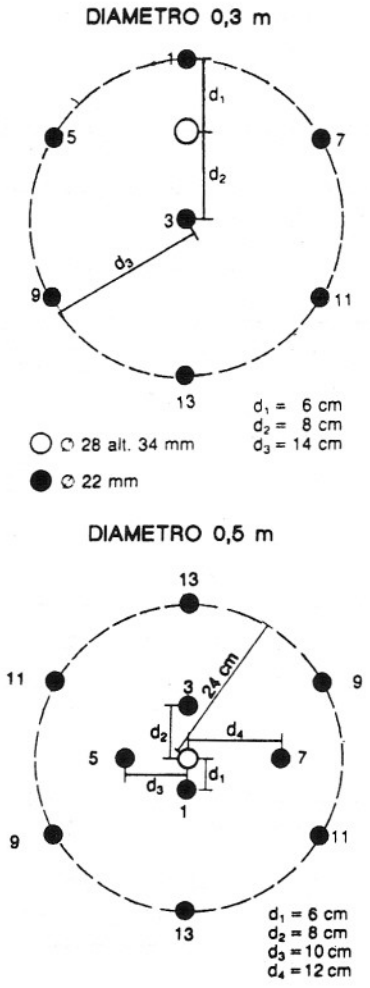


Figura 21.21. *Esquemas de perforación para hoyos de 30 cm y 50 cm de diámetro.*

8. PREVOLADURAS

Los equipos de arranque directo empleados en las explotaciones a cielo abierto tienen unas limitaciones de aplicación impuestas por las características geomecánicas de los macizos rocosos. Estas pueden expresarse en términos de velocidades sísmicas de propagación, tal como se refleja en la Fig. 21.22.

En algunos casos, aunque la excavación sea posible, los rendimientos obtenidos pueden ser muy bajos y resultar antieconómicos frente a otros sistemas alternativos.

La prevoladura es una técnica que consiste en aumentar la fracturación natural del macizo rocoso, sin prácticamente desplazar la roca, mediante la utilización de explosivos, con vistas a que los equipos de arranque: tractores, excavadoras, rotopalas, etc., alcancen unos rendimientos altos con unos costes mínimos.

Los diámetros de perforación y alturas de banco utilizados dependen básicamente de las máquinas que actúan después de las prevoladuras. Tabla 21.15. En muchos casos la altura de las tongadas está también limitada por la longitud de las varillas o barras de perforación, pues en dichas operaciones se intentan eliminar los tiempos de maniobras realizándolas en una sola pasada.

Los consumos específicos en cada caso dependen de las características de los equipos de arranque y carga, y de las propiedades resistentes de las rocas.

En la Tabla 21.16 se indican las relaciones aproxi-

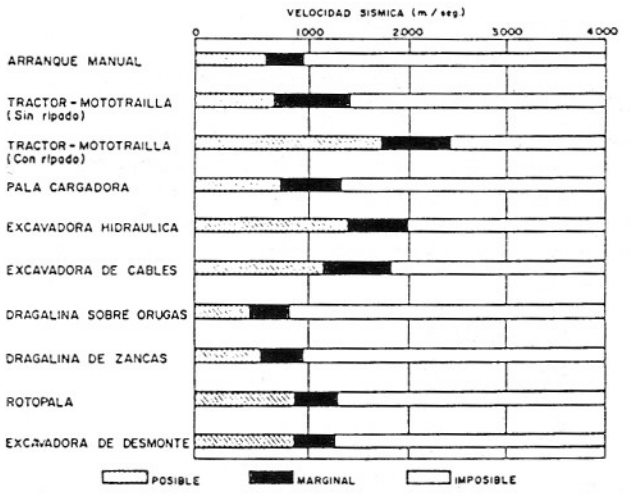


Figura 21.22. *Campos de aplicación económica de equipos de arranque en función de las velocidades sísmicas.*

TABLA 21.15

MAQUINA DE ARRANQUE	ALTURA DE BANCO, H (m)	DIAMETRO DE PERFORACION, D (mm)
Tractores de orugas	2 - 4	50 - 125
Excavadoras de cables e hidráulicas. Dragalinas y rotopalas	10 - 15	125 - 250

TABLA 21.16

MAQUINA DE ARRANQUE	VELOCIDAD SISMICA (m/s)	CONSUMO ESPECIFICO (g ANFO/m^3)
Tractores de orugas		
(575 kW)	3.000	230
(343 kW)	2.500	130
(250 kW)	2.000	130
(160 kW)	1.200	80
Excavadora de cables	1.800	180
Excavadora hidráulica	2.000	190
Dragalina	1.500	220
Rotopala	1.200	110

madas entre las velocidades sísmicas máximas y los consumos específicos de explosivo, referidos al ANFO, para llevar a cabo adecuadamente las prevoladuras. Es de destacar que conforme las velocidades bajan en el mismo sentido lo deben hacer las cargas de explosivo.

Los esquemas de perforación pueden ser cuadrados o al tresbolillo con «B = S».

En cuanto a la inclinación de los barrenos, con diámetros pequeños y pequeñas tongadas como el único frente libre suele ser la propia plataforma de trabajo, se recomienda llegar a ángulos próximos a los 45°, lo cual obliga a ir a sobreperforaciones entre «15 y 20 D». En los grandes diámetros con mayores alturas de banco si los equipos son rotopercutivos se puede realizar la perforación con inclinaciones entre 15° y 30° y si los equipos son rotativos entre 15° y la vertical.

En cuanto al cebado, se aconseja realizar éste con cordón detonante y en caso de emplear detonadores situarlos en cabeza.

El tamaño de las voladuras interesa que sea lo mayor posible, a fin de que en su ejecución y extracción del material no se vean afectados los equipos de carga y transporte.

En general, no deben existir problemas de proyecciones si se efectúa de forma adecuada el retacado con una longitud mínima de «35 D» y sólo las vibraciones pueden ser causa de limitación. No debe olvidarse que en este tipo de voladuras las cargas están más confinadas y en comparación con una pega convencional las vibraciones son mayores.

Para reducir este problema es posible emplear relés de microrretardo como se indica en la Fig. 21.23, pero eligiendo unos tiempos no demasiado grandes, ya que la dirección principal de movimiento de la roca es hacia la superficie y existe cierto riesgo de cortes.

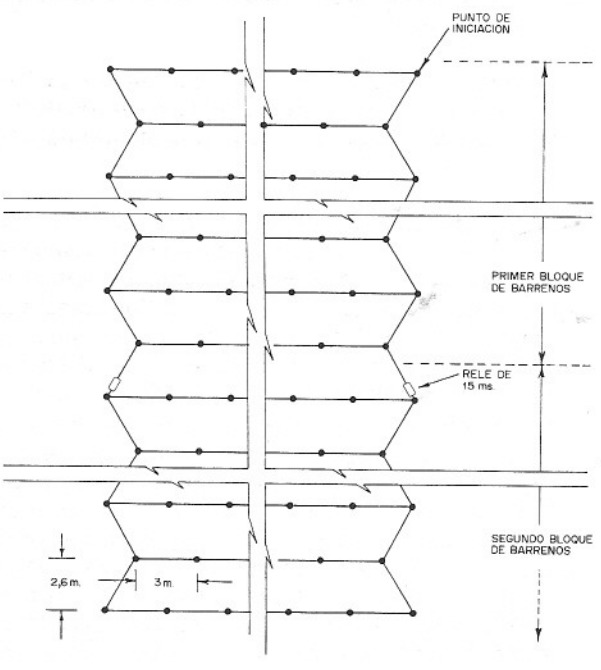


Figura 21.23. *Prevoladura disparada con cordón detonante de bajo gramaje y relés de microrretardo.*

9. VOLADURAS COYOTE

En algunos casos especiales, el método más económico de realizar desmontes en terrenos montañosos u obtener material de escollera en canteras consiste en utilizar las "voladuras coyote". Estas se realizan mediante una serie de pequeñas galerías principales, excavadas al nivel de la plaza de la cantera y perpendiculares al frente, desde las cuales se efectúan recortes o transversales paralelos al pie del talud, dentro de los que se colocan las cargas de explosivo, Fig. 21.24.

La distribución espacial del explosivo es muy deficiente, razón por la que estas voladuras sólo son aconsejables en macizos intensamente fracturados o cuando se quiere producir escollera.

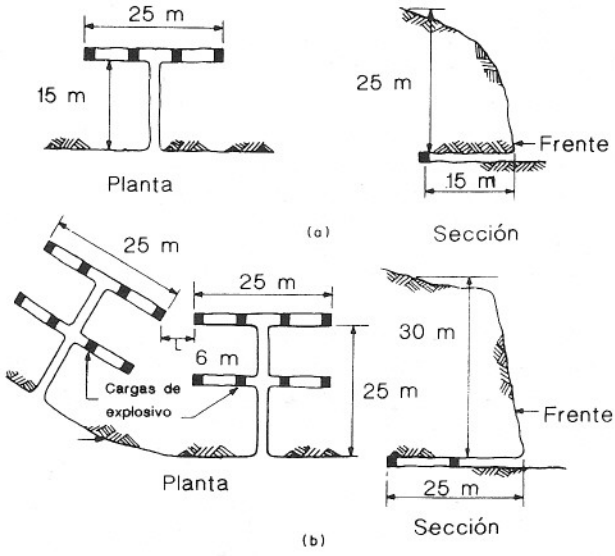


Figura 21.24. *Esquemas de labores subterráneas en voladuras coyote con diferentes alturas de desmonte.*

Los mejores resultados se obtienen generalmente cuando los frentes tienen alturas entre 20 y 30 m, para alturas superiores es preciso realizar una segunda serie de transversales. La longitud de las galerías principales se aconseja que sea de 0,6 a 0,75 veces la altura del frente de cantera, Fig. 21.25.

Una vez colocadas las cargas de explosivo dentro de los transversales, se debe proceder a tapar la galería principal con bloques de roca, o preferiblemente con grava, para que actúe como lo hace el retacado de los barrenos.

El cálculo de las cargas puede hacerse a partir de la siguiente fórmula:

$$Q = K_1 \cdot K_2 \cdot B^3$$

Donde:

Q = Carga de explosivo (kg).
K_1 = Factor que depende del tipo de explosivo.
K_2 = Factor que depende de las características de la roca.
B = Distancia desde el centro de gravedad de la carga a la superficie libre (m).

10.2.2. Dimensionado de las cargas de explosivo

Los consumos específicos necesarios para los diferentes trabajos varían en un rango amplio, dependiendo del tipo de material, geometría y grado de compactación deseado. Comúnmente, los consumos específicos utilizados se encuentran entre los 15 y los 30 g/m³.

En la práctica se sigue una simple regla para la distribución de las cargas, basada en el criterio del Número de Hopkinson para la licuefacción. Las fórmulas utilizadas son las siguientes:

— Para licuefacción total:

$$Q^{1/3} / R = 0{,}17 \text{ ó más}$$

siendo:

R = Distancia entre cargas (m).
Q = Carga de explosivo (kg).

— Para evitar la licuefacción:

$$Q^{1/3} / R = 0{,}12 \text{ ó menos.}$$

Considerando que «H_t» es el espesor de material a consolidar, generalmente entre 2 y 10 m, y la longitud de carga «l», el criterio de diseño se establece a partir de:

$$Q = 0{,}050 \cdot l^3,$$

siendo:

$$l = 2/3 \cdot H_t$$

El centro de la carga debe estar aproximadamente a 2/3 H_t del techo del estrato o capa a densificar.

Las expresiones anteriores sirven para una primera estimación, dentro de los objetivos generales de un proyecto de tratamiento de materiales sueltos.

En cuanto a los esquemas de perforación pueden ser rectangulares o al tresbolillo, aunque generalmente se utilizan éstos últimos por presentar una mejor distribución espacial del explosivo.

Como criterios básicos a tener en cuenta cabe indicar lo siguiente:

— Pequeñas voladuras sucesivas son mejores que una sola voladura grande. Así por ejemplo, en el caso de la Fig. 21.27 se dispararían primero conjuntamente las filas 1 y 7, después la 2 y 6 al cabo de 24 horas, y así sucesivamente.
— El grado de consolidación decrece en cada una de las voladuras sucesivas, pero el resultado final es mejor que con una única voladura.
— En un esquema prefijado dos cargas de X kg dentro de un mismo barreno producen un mejor resultado que una única carga de 2X kg por barreno, Fig. 21.28. Esto conduce a un menor consumo específico de explosivo por m³ de suelo objeto de consolidación.

El tratamiento de los terrenos mediante voladuras en filas tiene la ventaja de someter al material de las filas

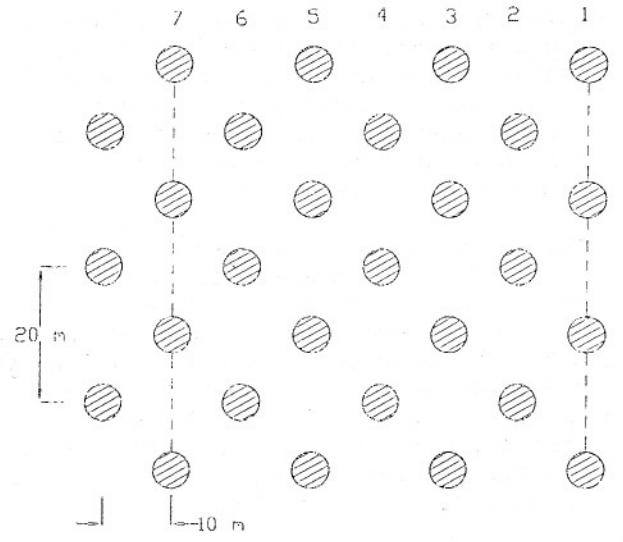


Figura 21.27. *Esquema de voladura con barrenos al tresbolillo.*

adyacentes a diversas cargas cíclicas por el paso sucesivo de las ondas de choque. Solymar (1984) ha puesto de manifiesto que puede conseguirse una mayor consolidación de los terrenos sometiendo a éstos a diversas pasadas de voladuras que con una sola con superior densidad de carga.

10.2.3. Tipos de explosivos

El criterio básico que se sigue en la selección del tipo de explosivo es la seguridad. Los explosivos empleados deben soportar las presiones dinámicas de los barrenos adyacentes disparados o cargas secuenciadas dentro de un mismo barreno, de manera que no detonen por simpatía o se supere la presión de muerte.

Por otro lado, como la colocación de las cargas dentro de los barrenos se suele hacer a través de las propias sartas de perforación o entubación, existe un riesgo de altas temperaturas en algunos tramos y, también, la

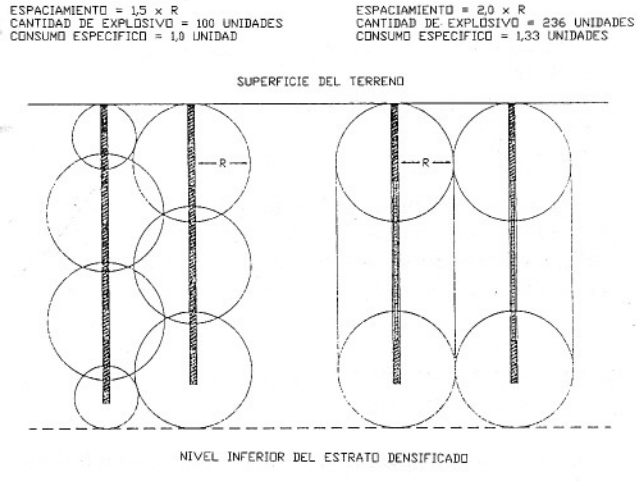


Figura 21.28. *Comparación de esquemas con cargas continuas y seccionadas.*

posibilidad de atranques. Es por ello que se deben usar explosivos de baja sensibilidad al impacto y al calor.

También es frecuente que las arenas a consolidar presenten un cierto grado de saturación de agua, por lo que los explosivos deben ser resistentes a la misma.

Por todo lo indicado, los explosivos más indicados son los hidrogeles y las emulsiones, y en el caso de riesgo de presión de muerte los mismos productos, pero sensibilizados con microesferas de alta presión.

10.2.4. Tiempos de retardo

No existen unas reglas rígidas en lo relativo al retardo entre cargas. No obstante, se ha comprobado que disparando las cargas superiores dentro de los barrenos secuenciados se produce un «*preacondicionamiento*» en la zona inferior, como consecuencia del aumento de la presión de poro, que hace más efectivas a las cargas inferiores. Esto permite el empleo de cargas de explosivo mucho más pequeñas en el fondo de los barrenos.

El estado de preacondicionamiento da lugar a una fuerte caída de las tensiones efectivas totales.

En los últimos proyectos realizados se han llegado a utilizar retardos entre filas, dentro de una misma voladura, entre 500 y 3.000 ms.

10.2.5. Iniciación de las voladuras

El sistema de iniciación que se aconseja, por su simplicidad y seguridad, es el constituido por el NONEL. Además de las características apuntadas, permite efectuar de manera eficiente el seccionado de cargas dentro de un mismo barreno y jugar de una manera más versátil con los tiempos de retardo.

Durante la carga de los barrenos deben tomarse precauciones para no dañar los sistemas de iniciación.

10.2.6. Control de las vibraciones

El retardo entre la detonación secuenciada de las cargas de explosivo, además del efecto de preacondicionamiento de los materiales a tratar, sirve para reducir la intensidad de las vibraciones terrestres.

No debe olvidarse que las cargas se encuentran totalmente confinadas, por lo que una gran parte de la energía producida por el explosivo se transforma en ondas elásticas. Por otro lado, en este tipo de voladuras las frecuencias de vibración del terreno son por lo general más bajas que las que aparecen en los trabajos de voladura de rocas. Estas vibraciones, aunque no tengan gran intensidad, son más peligrosas para las estructuras construidas, pues las frecuencias dominantes se aproximan a las frecuencias de resonancia características.

Por todo ello, se aconseja que cuando se inicie un proyecto de voladuras para densificar suelos se lleve a cabo paralelamente un estudio y control riguroso de las vibraciones generadas.

10.2.7. Asentamientos asociados a la consolidación

Numerosos ensayos efectuados en distintas obras han demostrado que, cuando se trata de arenas sueltas, el efecto de consolidación llega a una distancia un 50% superior a la profundidad a la que se encuentran las cargas de explosivo. Al aumentar la densidad disminuye la profundidad del efecto a un rango entre 1,2 y 1,3 la profundidad de la carga, Fig. 21.29.

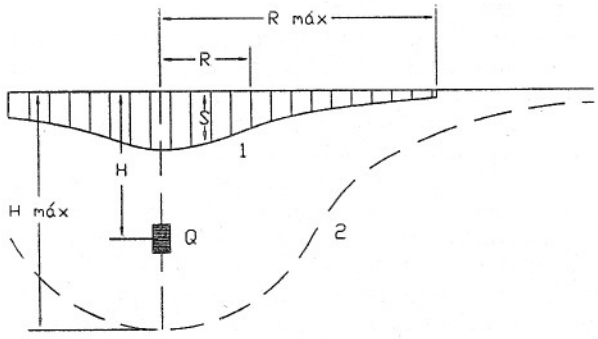


Figura 21.29. *Cubeta de asentamientos (1) y zona de consolidación (2) al dispararse una carga de explosivo enterrada.*

Si se define como zona de influencia aquella parte de la superficie cuyo asiento es mayor de 1 cm, se tiene que el radio máximo de esta zona es:

$$R_{máx.} = K \cdot Q^{1/3}$$

El coeficiente «K» se recoge en la Tabla 21.19 para distintos tipos de suelos.

TABLA 21.19

TIPO DE SUELO	DENSIDAD	K
Arena fina	0-0,2	25-15
	0,3-0,4	8-7
	> 0,4	> 7
Arena media	0,3-0,4	8-7
	> 0,4	> 6

Los asientos que experimentan los terrenos tratados pueden llegar a ser muy importantes, así por ejemplo en una obra efectuada en Valencia se midieron descensos en 24 h de hasta 70 cm.

11. VOLADURAS APLICADAS A LA RESTAURACION DE TERRENOS. VOLADURAS GEOECOLOGICAS.

Hoy en día, existe un gran número de canteras abandonadas y otras en explotación en todo el mundo. En muchos casos, tanto su localización como su diseño ha obedecido exclusivamente a criterios de tipo geológico, técnico y económico.

El paisaje es actualmente un recurso natural cada vez más demandado. Este puede definirse como la parte fácilmente perceptible, polisensorialmente, de un sistema de relaciones que subyace al territorio. Está constituido e influido por los materiales geológicos y sus formas fisiográficas, por la vegetación que cubre los terrenos y los colorea, por las actividades del hombre que repuebla, cultiva, etc.

No hay duda que la minería a cielo abierto produce notables impactos visuales, como consecuencia de las grandes excavaciones y depósitos de estériles, que dan lugar a importantes modificaciones fisiográficas y pérdidas de calidad del paisaje.

Dentro de las labores de recuperación el remodelado se configura como una de las operaciones principales, pues facilita el establecimiento de un sustrato estable y permite controlar la erosión hídrica. En los frentes rocosos de las canteras los procesos erosivos y meteorizantes actúan desde que éstos se abandonan, pero para llegar a unas formas similares a las del paisaje natural tendrían que transcurrir cientos o miles de años. Esta es la razón por la que desde hace poco tiempo se están estudiando nuevas técnicas para acelerar tales procesos mediante el empleo de explosivos en las voladuras denominadas geoecológicas.

A continuación, se describen distintas posibilidades de aplicación de las técnicas de perforación y voladura a los trabajos de restauración, tanto de huecos de excavación como de escombreras de estériles.

11.1. Modelado de los huecos finales de excavación

Una vez alcanzada la posición final de los taludes generales de los huecos proyectados, tanto si se trata de un frente escalonado o con banco único, se procede a aplicar algunas de las técnicas de tratamiento de éstos. Dichas técnicas dependerán de las condiciones de estabilidad, tipo y dimensiones del frente, disponibilidad de materiales de relleno, naturaleza del mismo, y posibilidad de simultaneidad de algunas de las actuaciones técnicas.

Una práctica habitual es la realización de voladuras de contorno, precorte o recorte. Los frentes de los taludes excavados con este tipo de voladuras suelen tener pendientes elevadas, pues, entre otras cosas, se persigue generalmente que el talud general tenga la máxima inclinación posible para mover poco estéril o recuperar un mayor volumen de reservas. Esas inclinaciones son excesivas para la instauración de la vegetación, salvo para los líquenes o musgos que puedan aparecer al cabo del tiempo si las condiciones son favorables. Por este motivo, desde el punto de vista de la restauración, la presencia de superficies lisas, compactas y muy escarpadas, como las que se consiguen con las voladuras de contorno, suponen un inconveniente para la revegetación.

Con el fin de aportar a los taludes finales un aspecto más natural y poder alcanzar superficies más tendidas y con un mayor porcentaje de finos capaces de aportar elementos nutrientes y un sustrato con una mayor potencialidad de suelo puede recurrirse a las técnicas siguientes de voladura:

A. FRENTES DE BANCO UNICO

En taludes de un solo banco en roca, de grandes dimensiones, se pueden realizar los siguientes tipos de voladura.

Voladuras de remodelado parcial a lo largo del frente

Consisten en la perforación de barrenos bastante espaciados entre sí, que una vez disparados provocan el arranque de la roca por delante de los mismos, depositándola al pie del talud conformando montones de menor pendiente sobre cuyas laderas se sembrará. Como las grietas generadas por cada dos barrenos no llegan a interconectarse el contorno del talud se verá irregular, Fig. 21.30 a.

Voladura de remodelado total en el frente

Si además de tender el ángulo de talud se busca crear pequeñas bermas o repisas donde se acumule el material fragmentado para favorecer la revegetación, las voladuras se perforan con varias filas de barrenos, teniendo cada una de ellas diferentes profundidades, Fig. 21.30 b.

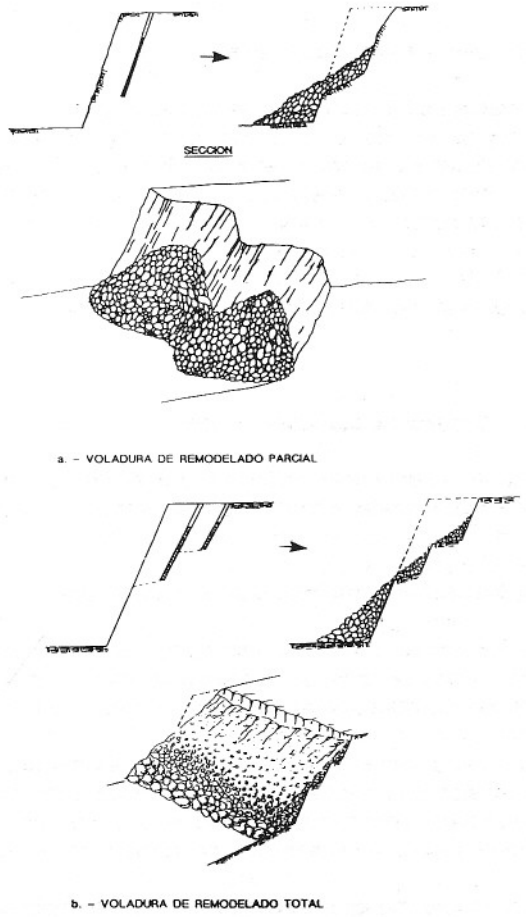


Figura 21.30. *Voladuras diseñadas para el remodelado del frente de un banco único de excavación.*

B. **Frentes con varios bancos**

En los taludes finales en los que se hayan dejado varios bancos, con sus bermas respectivas, se podrán aplicar las siguientes técnicas de voladura.

Voladuras de descabezamiento para el relleno parcial de las bermas

Con estas voladuras no se modifica la pendiente general del talud, pero sí la de la cara de los bancos, pues al fragmentar la roca de la parte alta de éstos y dejarla depositada en las bermas horizontales, los ángulos que se alcanzarían estarán comprendidos entre los de reposo del material proyectado (33° a 38°) y los de la roca excavada por acción del explosivo, que dependerán de la inclinación de los barrenos.

El diseño de las voladuras debe ser tal que garantice la integridad del macizo rocoso residual; para ello podría recurrirse a la combinación de las técnicas de precorte y de las voladuras amortiguadas, con una o dos filas.

Voladuras puntuales para la excavación de hoyos

Esta técnica de tratamiento de los taludes consiste en la perforación de pequeños barrenos y disparo de cargas que con pequeña longitud, aproximadamente 8D, como si se tratara de cargas esféricas, permiten por la excavación en cráter crear los hoyos necesarios para la implantación de especies arbóreas y aumentar ligeramente la fracturación natural del macizo rocoso para ayudar al desarrollo radicular de la vegetación.

En ocasiones, como se realiza en algunas canteras del Japón, sólo se perforan barrenos, incluso inclinados, sobre las caras de los bancos para proceder posteriormente a la plantación.

11.2. Modelado de escombreras y tratamiento de superficies

Las escombreras son estructuras destinadas a alojar los estériles que se producen durante la explotación de los minerales. Tanto en minería subterránea como a cielo abierto se generan estos materiales de desecho, pero en mucha mayor cantidad en este último sector.

Estabilización y remodelado de escombreras

Durante la construcción de las escombreras aparecen con frecuencia fenómenos de inestabilidad o de riesgo potencial, en forma de abombamiento, que es preciso corregir.

Los abombamientos de cresta, que se forman cerca de la cabeza de las escombreras con unas sobrependientes cóncavas del frente superiores a los ángulos de reposo de los materiales, están provocados por la deficiente segregación y por la trabazón de los bloques que pueden producirse en la parte alta. Aunque en la práctica puede continuarse vertiendo, si la sobrependiente es continua se puede generar un rápido asentamiento que afecte a la parte superior de la escombrera y obligue al cierre temporal de esa zona de vertido. En la Fig. 21.31 se representa una sección transversal de un vertedero donde para eliminar el riesgo de rotura del borde, bajo el peso de los volquetes cargados, se disponen dos filas de barrenos, con las que se consigue reducir la pendiente en el nivel más alto de dicha estructura.

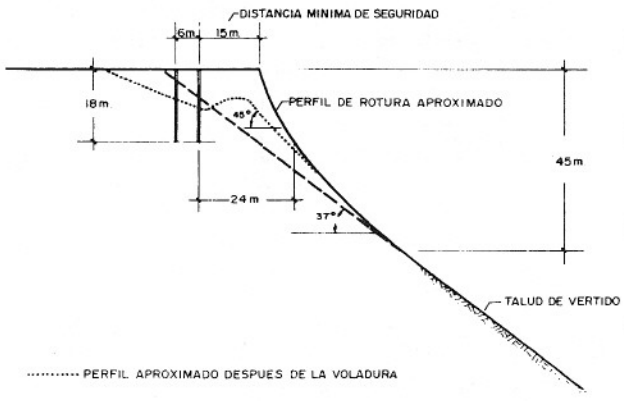


Figura 21.31. *Estabilización de una escombrera.*

En lo referente a las cargas de explosivo, si éste se utiliza a granel, pueden prepararse con tubos de plástico o PVC para evitar la pérdida entre los huecos existentes y garantizar la continuidad de las columnas e iniciación de las mismas. Como los materiales ya se encuentran fragmentados y sólo se necesita una pequeña removilización, los explosivos adecuados son aquellos que desarrollan una elevada Energía de Burbuja o volumen de gases, tales como el ANFO y sus derivados. En el momento del disparo, debe prestarse un cuidado especial y tomar las medidas de seguridad adecuadas frente a las posibles proyecciones, retirando todos los equipos mineros próximos al área de voladura.

Descompactación y preparación de los hoyos

Uno de los factores físicos que afecta al crecimiento de la vegetación es el nivel de compactación de los suelos. En el caso de las escombreras el paso de la maquinaria, fundamentalmente volquetes, da lugar a la existencia de capas compactas próximas a la superficie que impiden el normal desarrollo de las raíces, tanto por falta de aireación como por resistencia mecánica a la penetración. Las capas compactas con alto contenido en arcilla, cuando están húmedas, son relativamente impermeables al agua y al aire.

La descompactación suele efectuarse con equipos mecánicos, tractores de ripado, arados subsoladores, arados escarificadores, etc.

La presencia de algún bolo aflorante de gran volumen puede exigir para su fragmentación el empleo de explosivos, pero tales situaciones no son frecuentes si en la planificación del proyecto se contempla la utilización de materiales finos o suelos retirados y apilados para la recuperación de los terrenos.

En cuanto a las superficies excavadas, suelen ser compactas con un porcentaje de finos muy pequeños,

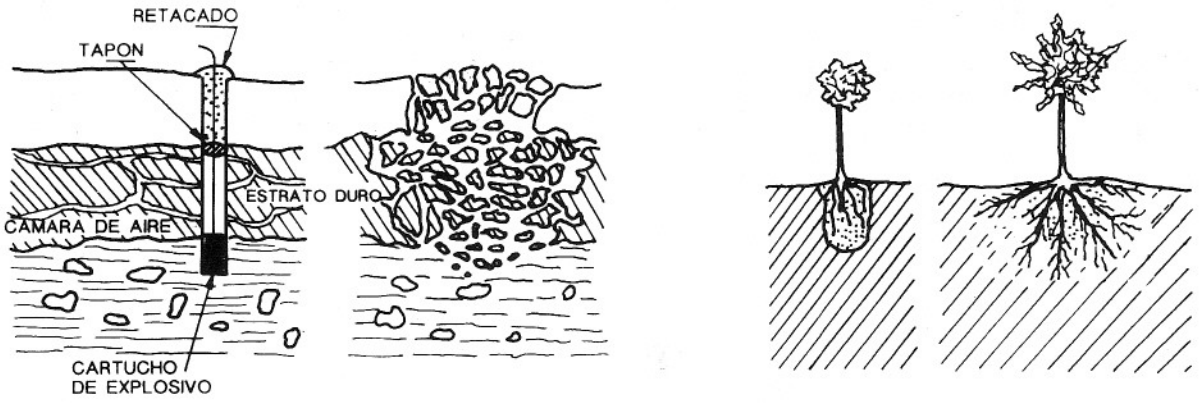


Figura 21.32. *Fisuración con explosivo de un estrato compacto.*

que imposibilitan el establecimiento de la vegetación, tanto más cuanto mayor sea la pendiente.

Un procedimiento muy empleado en estos casos para facilitar la revegetación de las plataformas o plazas de las canteras consiste en disparar pequeñas cargas de explosivo alojadas en barrenos de pequeño diámetro. De esta forma se consiguen dos objetivos: aumentar la fracturación o porosidad del substrato y abrir los hoyos necesarios para proceder a la plantación.

BIBLIOGRAFIA

— CARPENTLER, R. et al.: «Compaction by Blasting in Offshore Harbour Construction». Int. Conference Foundation Engineering and Soil Mechanics. 1985.

— CHUNG, C. S.: «Computerized Sinking Cut Design in Open Pit Mining». 14th Canadian Rock Mechanics Symposium. Vancouver, 1982.

— DOWDING, C.H.: «A Labotatory Study of Blast Densification of Sature Sands». Journal of Geothecnical Engineering. ASCE. Feb., 1986.

— FORDHAM, C.J. et al.: «Practical and Theorical Problems Associated with Blast Densification of Loose Sands». 44th Canadian Geotechnical Conference, October. 1991.

— GUSTAFFSON, R.: «Swedish Blasting Technique». SPI, 1973.

— HAGAN, T.N.: «Initiation Sequence, Delay Timings and Cutt-offs». AMF, 1985.

— HANDSFORD, G.: «Densification of an Existing Dam with Explosives». Speciality Conference on Hydraulic Fill Structures. American Society of Civil Engineers. 1988.

— LANGEFORS, U., and KIHLSTROM, B.: «Voladura de Rocas». Edit. URMO, 1973.

— LOPEZ JIMENO, C. y LOPEZ JIMENO, E.: «Voladuras para la consolidación de suelos no cohesivos». Revista INGEOPRES. N. 8. Febrero-Marzo. 1993.

— LOPEZ JIMENO, E., y LOPEZ JIMENO, C.: «Las Voladuras en Cráter y su Aplicación a la Minería». VII Congreso Internacional de Minería y Metalurgia, 1984.

— LUCENA, A.: «Comunicación personal». 1992.

— McLAUGHLIN, P. et al.: «Blast Densification - Strengtherorg of Saturated Cohessimless Soils with Explosives». Nortwest Mining Association.1991.

— MUSIL, P.: «Effects of Blasting on Output Increase of Bucket Wheel Excavators». Bulk Solids Handling. December, 1987.

— PETERSON, S-A.: «A Shorter Guide to Trench Blasting». Nitro Nobel AB, 1985.

— SOLYMAR, Z.V.: «Compaction of Deep Alluvial Sands by Blasting». Canadian Geotechnical Journal. Bol. 21. 1984.

— SOLYMAR & MITCHELL: "Blasting Densifies Sand". Civil Engineering. ASCE. March, 1986.

— TAMROCK: «Handbook on Surface Drilling and Blasting», 1983.

— ULRICH LA FOSSE, P.E. y GELORMINO, T.A.: «Soil Improvement by Deep Blasting. A Case Study». Seventeenth Conference on Explosives and Blasting Technique. SEE. 1991.

En las Tablas 21.17 y 21.18 se dan unos valores orientativos de los valores de K_1 y K_2.

TABLA 21.17

TIPO DE EXPLOSIVO	VALORES DE K_1
Gelatinoso	0,17
ANFO	0,25

TABLA 21.18

TIPO DE ROCA	VALOR DE K_2
Roca blanda	1,2 - 2
Roca media	2,2 - 3
Roca dura	3,2 - 3,5
Roca muy dura	4 - 4,5
Roca agrietada pero sólida	3 - 5

Los consumos específicos normales para un esquema de galería en T simple oscilan entre 0,5 y 0,75 kg/m³, mientras que para T múltiples el consumo para la primera T varía entre 0,6 y 0,75 kg/m³ y para la última T entre 0,75 y 0,9 kg/m³, con unos valores medios para toda la voladura de 0,7 a 0,85 kg/m³.

La pila de escombro generalmente presenta una altura 1,5 veces menor que la altura del frente, sin embargo la roca fragmentada se desplaza hasta 1,5 a 2 H desde el pie original del frente.

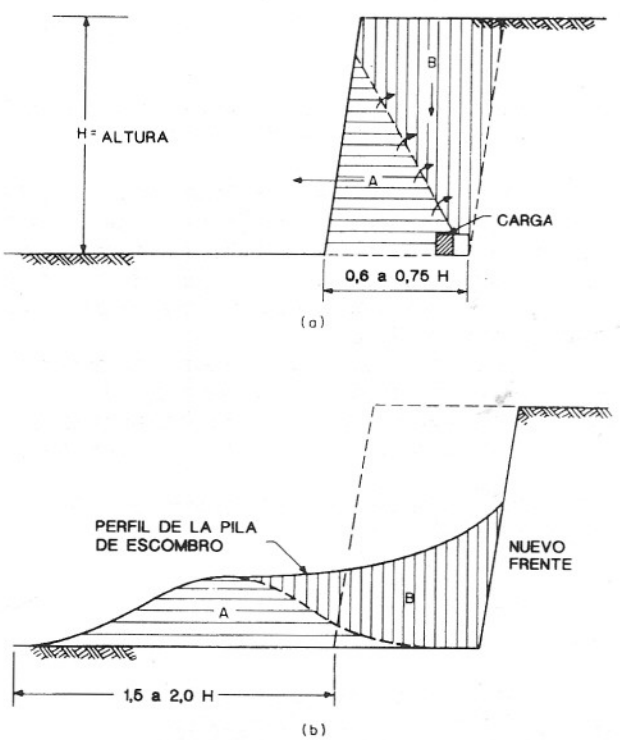


Figura 21.25. *Esquema de distribución del material rocoso en una voladura coyote, antes de dispararla (a) y después de dispararla.*

10. VOLADURAS DE CONSOLIDACION DE TERRENOS SUELTOS NO COHESIVOS

Las voladuras de consolidación han sido utilizadas durante los últimos cincuenta años para aumentar la densidad de suelos sueltos no cohesivos. Es una técnica particularmente indicada para tratar materiales que se encuentran a una profundidad excesiva para las técnicas convencionales. Aunque las voladuras de consolidación se han utilizado para limitar los asentamientos, son más comúnmente empleadas para prevenir la licuefacción de sedimentos bajo cimentaciones o apoyos. El fenómeno de licuefacción puede aparecer por la aplicación de cargas rápidas, asociadas a tensiones de cizallamiento o a actividad sísmica.

Las voladuras de consolidación de sedimentos sueltos fueron usadas por primera vez en Rusia en 1936 (Ivanov, 1980). Desde entonces esta técnica de voladuras se ha aplicado en las cimentaciones de presas (Solymar, 1984; Ivanov, 1980), también, para mejorar una plataforma de perforación en el Artico (Stewart y Hodge, 1988), en rompeolas o espigones portuarios (Carpentier et al, 1985) y, más recientemente, en Chicopee, Massachusetts, en una zona de 35.000 m² sobre la que se quería construir edificios industriales y comerciales, estando el subsuelo constituido por un depósito de arenas aluviales saturadas, con un espesor máximo de 15 m y, también, en el tratamiento del dique de una presa de residuos de arenas bituminosas en la mina de Suncar Oil Sands, cerca de Fort McMurray en Alberta, Canadá (1991).

En España existe un antecedente de una obra en Valencia en la que en el año 1987 se aplicó este procedimiento para consolidar una capa de arena de 17 m de espesor.

10.1. Mecanismos presentes en las voladuras de consolidación

La detonación de cargas explosivas en arenas sueltas provoca en ellas la licuefacción. El mecanismo de densificación de las arenas por voladuras comprende tres etapas básicas:

1. Inmediatamente después de la detonación, la onda de choque se propaga a través del medio, rompiendo todas las uniones existentes entre las partículas de arena, tanto las debidas a la fricción como a la cementación. Esto da lugar a una disminución marginal de la densidad y a la anulación de las tensiones efectivas durante un corto período de tiempo.
2. Los granos de arena comienzan inmediatamente a reagruparse o colapsar, con una estructura estadísticamente más densa o compacta. La disminución del volumen de huecos incrementa la presión de poro y expulsa parte del fluido existente de la estructura colapsante. El efecto de la detonación es considerablemente mayor en el caso de suelos parcialmente saturados con agua que en el caso de un suelo totalmente saturado. Una buena parte del fenómeno de densificación, probablemente, tiene lugar durante esta etapa en la que puede perdurar hasta 24 horas.

3. Una vez que se ha disipado el exceso de presión de poro, la densidad aparente del suelo, reflejo de la resistencia a la penetración, continua incrementándose durante un período de hasta seis meses. Un fenómeno similar de curado o envejecimiento se ha observado en probetas de laboratorio y en materiales depositados recientemente.

Actualmente existen varias teorías para explicar porque se produce en los materiales tratados un aumento de la resistencia a la penetración -CPT (Cone Penetration Test) con el tiempo. Schmertmann (1987) sugiere que tal incremento es debido a la recuperación de las tensiones horizontales. La orientación de los granos y los lazos o contactos con fricción entre ellos gobiernan el desarrollo de dichas tensiones horizontales en los suelos, estando acompañada de una lenta disipación de las presiones de poro intergranulares.

10.2. Diseño de voladuras de consolidación

El objetivo de un proyecto de voladuras de consolidación es alcanzar una densidad de los materiales granulares deseada, manteniendo los efectos de las voladuras sobre estructuras adyacentes por debajo de un umbral de seguridad. Generalmente, esta técnica de voladuras es la más efectiva, desde el punto de vista económico, debido a la profundidad y el volumen de material que es densificado.

Aunque cada proyecto de voladuras de consolidación requiere un tratamiento particular, según las características de los materiales y condiciones específicas del lugar, el diseño de este tipo de voladuras debe comprender los siguientes apartados básicos:

— Procedimiento de perforación y carga de los barrenos.
— Tipos de explosivos a utilizar.
— Densidad de carga necesaria (e.g. espaciamiento entre barrenos, profundidad, cargas de explosivos, etc.).
— Número de seccionado de cargas dentro de cada barreno y retardos entre cargas.
— Tamaño de las voladuras y tiempo transcurrido entre pegas sucesivas.
— Efectos de las voladuras sobre las estructuras existentes.
— Efectividad de las voladuras y criterios de aceptabilidad de las mismas.
— Efectos de envejecimiento sobre las arenas.

Al igual que sucede con otros tipos de voladuras, gran parte de los parámetros anteriores deben ser ajustados mediante voladuras de ensayo o a escala, antes de pasar a las voladuras del programa de consolidación.

10.2.1. Procedimiento de perforación y carga de los barrenos

Las técnicas de perforación que pueden emplearse pueden ser varias. No obstante, se ha comprobado en la práctica que los barrenos deben entubarse para proceder a una carga más fácil.

Generalmente se perforan con equipos a rotación con bocas de trialetas o bialetas montadas en el extremo del varillaje interior. El fluido de barrido se usa para atravesar sólo las capas más duras de material, pues el suelo perforado puede evacuarse mecánicamente con las barrenas helicoidales.

Una vez alcanzada la profundidad deseada, se aconseja en suelos húmedos rellenar los barrenos con agua, especialmente cuando se va a realizar la retirada del entubado. Con esto se pretende reducir el riesgo de invasión del barreno por arenas fluidas que puedan ascender desde el fondo de la tubería abierta.

En algunos casos, se ha perforado sólo con aire, dejando la tubería exterior que se había clavado cuando se realizaba el barreno. Esta práctica es aconsejada cuando las arenas están bastante secas.

Los explosivos utilizados deben tener una cierta rigidez con el fin de formar columnas de varios cartuchos adosados al cordón detonante o tubo del detonador en el caso de ser de tipo NONEL. Una vez formada cada columna se retira el varillaje interior y se introducen las cargas dentro de los barrenos con auxilio de un atacador, tal como se muestra en la Fig. 21.26, pasando a continuación a extraer lentamente la tubería de revestimiento. Las arenas sueltas invaden el hueco del barreno, produciéndose un acoplamiento total con las cargas de explosivo.

En caso de producirse un ascenso de las columnas de explosivo o atascos de éstas dentro de las tuberías será preciso ejercer una mayor presión con los atacadores o rellenar con agua rápidamente el volumen ocupado por éstos dentro de los barrenos.

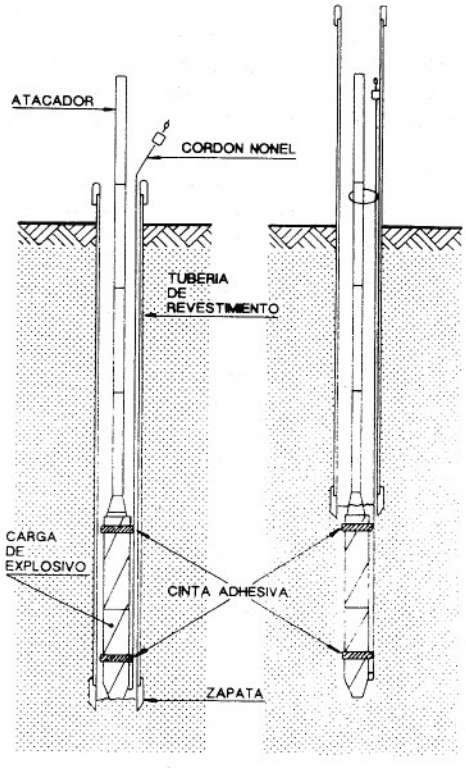


Figura 21.26. *Procedimiento de carga de los barrenos y retirada de las tuberías de revestimiento.*

Capítulo 22

VOLADURAS DE TUNELES Y GALERIAS

1. INTRODUCCION

El aprovechamiento del subsuelo, tanto en obras públicas como en minería, exige la realización de túneles y galerías cada día en mayor número.

En los últimos tiempos, la excavación mecánica con minadores y tuneladoras ha experimentado un gran avance, llegándose a atravesar rocas con resistencias de hasta 250 MPa. En rocas duras, son los últimos equipos los que poseen un mayor campo de aplicación, ofreciendo algunas ventajas como son: la perforación sin daños a la roca alrededor del túnel, una superficie de corte regular que reduce las necesidades de sostenimiento y/o revestimiento definitivo, menos necesidades de personal, etc.

Pero, la excavación con explosivos sigue aún aplicándose con profusión, pues el método anterior presenta también ciertos inconvenientes:

— El sistema de trabajo es muy rígido, ya que las secciones deben ser circulares.
— Los terrenos atravesados no deben presentar grandes variaciones y transtornos geológicos.
— Las curvas deben tener un radio superior a los 300 m.
— La excavación inicial de preparación es elevada, y
— El personal debe estar muy especializado.

El arranque con perforación y voladura palía en gran parte esos inconvenientes, pues en cuanto a las secciones, aunque éstas sean grandes, las excavaciones pueden realizarse por fases con galerías de avance, destrozas laterales y/o banqueo al piso, y además los jumbos modernos poseen secciones de cobertura de grandes dimensiones y formas. La roca residual puede dejarse en buen estado ejecutando las voladuras de contorno con las técnicas de recorte y precorte, el sistema se adapta mejor a los cambios litológicos de los terrenos atravesados y la inversión en maquinaria es menor, pues una vez efectuadas las obras los equipos pueden destinarse a la realización de otras labores.

El ciclo básico de excavación se compone de las siguientes operaciones:

— Perforación de barrenos.
— Carga de explosivo.
— Disparo de las voladuras.
— Evacuación de los humos y ventilación.
— Saneo de los hastiales.
— Carga y transporte del escombro.
— Replanteo de la nueva pega.

En los epígrafes siguientes se revisa el estado actual de ejecución de túneles y galerías y el cálculo de esquemas de perforación y cargas de explosivo.

2. SISTEMAS DE AVANCE

La forma o el esquema según el cual se ataca la sección de los túneles y galerías depende de diversos factores:

— Equipo de perforación empleado.
— Tiempo disponible para la ejecución.
— Tipo de roca.
— Tipo de sostenimiento, y
— Sistema de ventilación.

En rocas competentes los túneles con secciones inferiores a 100 m^2 pueden excavarse con perforación y voladura a sección completa o en un solo paso. La excavación por fases se utiliza para la apertura de grandes túneles donde la sección resulta demasiado grande para ser cubierta por el equipo de perforación, o cuando las características geomecánicas de las rocas no permiten la excavación a plena sección. Fig. 22.1.

El sistema usual consiste en dividir el túnel en dos partes, una superior o bóveda y otra inferior en banco o de destroza. La bóveda se excava como si se tratara de una galería y la destroza, que irá retrasada con respecto al avance de la bóveda, se lleva a cabo por banqueo.

El banqueo puede ser vertical, en cuyo caso será necesario disponer de un carro de perforación con una deslizadera no demasiado grande, pues de lo contrario presentará problemas de ubicación en puntos próximos a los hastiales. La ventaja de este sistema es que el

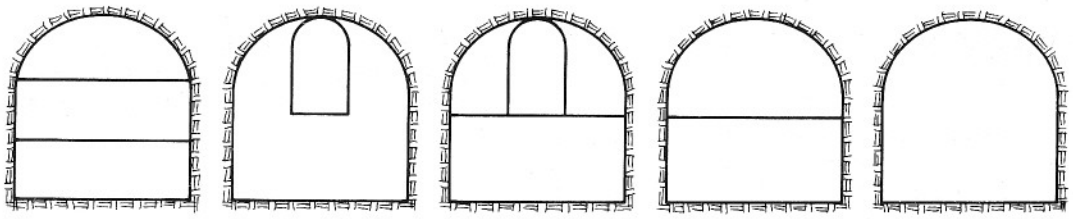


Figura 22.1. *Sistemas de avance en la excavación de túneles y galerías.*

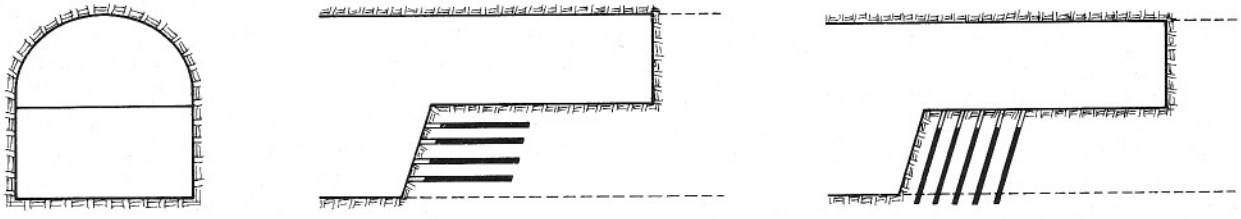


Figura 22.2. *Banqueo vertical u horizontal en un túnel con avance en dos secciones.*

banco completo puede ser perforado y volado de forma continua y simultánea con la bóveda. Fig. 22.2.

El banqueo horizontal permite la utilización del mismo equipo de perforación que para la bóveda y además el mismo procedimiento de carga de explosivos y desescombro. El principal inconveniente de este sistema es la discontinuidad de ejecución.

Cuando la calidad de la roca es mala, es preciso, por lo general, dividir el túnel en varias secciones más pequeñas. Una técnica bastante común es la de abrir en la bóveda una galería piloto con una o dos destrozas laterales. Esa galería piloto, que sirve principalmente de reconocimiento, va adelantada con respecto a las destrozas, e incluso puede calarse antes de iniciar la perforación lateral permitiendo una mejor ventilación de las labores. La excavación de la bóveda se completa por lo general antes de iniciar el arranque de la sección inferior, aunque en túneles anchos puede llevarse a cabo simultáneamente estableciendo un acceso entre el piso del túnel y la bóveda mediante una rampa lateral.

Actualmente, uno de los procedimientos de ejecución de túneles más empleado es el conocido como «Método Austríaco». A grosso modo, consiste en la excavación por fases, tal y como se acaba de indicar. Tras la apertura de la galería de avance en la media sección superior, se efectúan las destrozas laterales de forma simultánea o desfasadas entre sí, utilizando como frente de salida el propio hueco libre de la galería y disponiendo los barrenos de contorno de modo que se consiga el perfil definitivo con el menor daño posible de la roca, esto es aplicando la técnica del recorte. A continuación, y tras la retirada de los escombros, se procede a un gunitado de regulación del paramento excavado con el fin de evitar las descompresiones y que la roca pierda sus cualidades resistentes.

A una cierta distancia del frente, que suele ser igual al avance de las pegas, se irá efectuando el revestimiento definitivo con los diferentes sistemas existentes.

La excavación de la sección inferior se realiza también por fases, en su parte central con banqueo y en los macizos laterales o bataches con destrozas y voladuras de recorte. La perforación puede ser vertical u horizontal y el avance de los bataches simultáneo o desfasado.

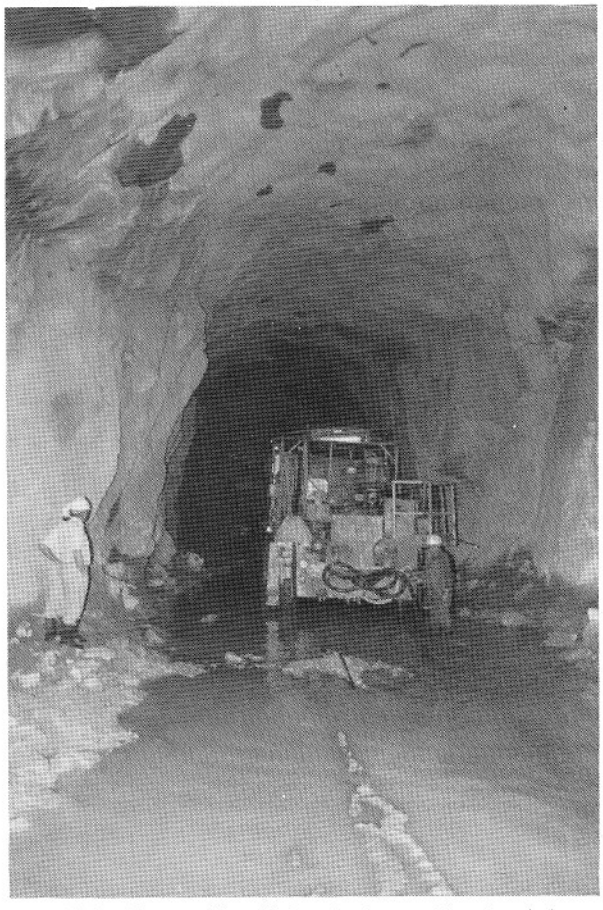


Foto 22.1. *Excavación piloto y destrozas laterales de la sección superior de la galería de presión de 12 m de diámetro de la Central de Saucelle.*

3. ESQUEMAS DE VOLADURA EN TUNELES

Las voladuras en túneles y galerías se caracterizan por no existir, inicialmente, ninguna superficie libre de salida salvo el propio frente de ataque. El principio de ejecución se basa en crear un hueco libre con los barrenos del cuele y contracuele hacia el cual rompen las cargas restantes de la sección. Dicho hueco tiene, generalmente, una superficie de 1 a 2 m^2, aunque con diámetros de perforación grandes se alcanzan hasta los 4 m^2. En los cueles en abanico los barrenos del cuele y contracuele llegan a cubrir la mayor parte de la sección.

La destroza, aunque sea comparable geométricamente a las voladuras en banco, requiere consumos específicos de explosivo entre 4 y 10 veces superiores, puesto que hay errores de perforación, menor hueco de esponjamiento e inclinación con respecto al eje de avance, menor cooperación entre cargas adyacentes y en algunas zonas existe la acción negativa de la gravedad, como sucede con los barrenos de zapatera. Fig. 22.3.

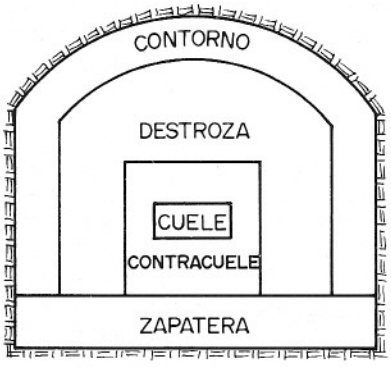


Figura 22.3. *Zonas de una voladura en túnel.*

Los barrenos de contorno son los que establecen la forma final del túnel, y se disponen con un reducido espaciamiento y orientados hacia el interior del macizo para dejar hueco a las perforadoras en el emboquille y avance.

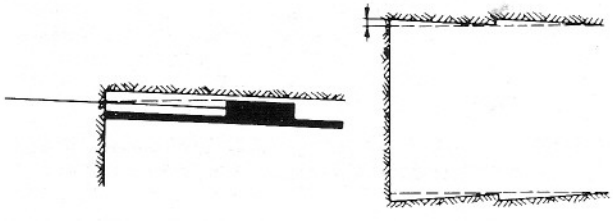


Figura 22.4. *Orientación de los barrenos de contorno para mantener el perfil del túnel.*

En cuanto a la posición del cuele, ésta influye en la proyección del escombro, en la fragmentación y también en el número de barrenos. De las tres posiciones: en rincón, centrada inferior y centrada superior, se elige normalmente ésta última, ya que se evita la caída libre del material, el perfil del escombro es más tendido, menos compacto y mejor fragmentado.

4. TIPOS DE CUELES Y CALCULO DE VOLADURAS

Las voladuras en túneles y galerías son mucho más complejas que las voladuras en banco, debido, como ya se ha indicado, a que la única superficie libre es el frente de excavación. Los consumos específicos son elevados y el confinamiento de las cargas alto. Por otro lado, las dimensiones de las piedras en el cuele son pequeñas, por lo que los explosivos deben ser lo suficientemente insensibles para evitar la transmisión de la detonación por simpatía, pero poseer una velocidad de detonación lo suficientemente elevada, superior a los 3.000 m/s, para evitar el efecto canal en los explosivos encartuchados dentro de barrenos de mayor diámetro. Este fenómeno consiste en que los gases de explosión empujan al aire alojado entre la columna de explosivo y la pared del barreno, comprimiendo a los cartuchos por delante del frente de la onda de choque, destruyendo así los puntos calientes o aumentando excesivamente la densidad del explosivo.

En cuanto a la perforación, ésta se ha mecanizado intensamente en las últimas décadas, en base al desarrollo de jumbos hidráulicos, con uno o varios brazos, automatizados y más versátiles. Esto ha hecho que la elección de los cueles se dirija hacia el grupo de los denominados de barrenos paralelos, pues son mucho más fáciles de perforar, ya que no hay necesidad de cambiar el ángulo de las deslizaderas, y los avances no están tan condicionados por la anchura de los túneles como en el caso de los cueles en ángulo.

Así pues, los cueles pueden clasificarse en dos grandes grupos:

— **Cueles de barrenos paralelos** y
— **Cueles de barrenos en ángulo.**

Los primeros son los que más se emplean en proyectos con perforación mecanizada, mientras que los del segundo grupo han caído muy en desuso por la laboriosidad de la perforación y sólo se aplican en excavaciones pequeñas.

A continuación, se exponen por orden de importancia los distintos tipos de cueles, así como el cálculo de los esquemas y cargas en el resto de las secciones, que son por lo general independientes de la clase de cuele aplicado.

4.1. Cueles cilíndricos

Actualmente, es el tipo de cuele que se utiliza con más frecuencia en la excavación de túneles y galerías, con independencia de las dimensiones de éstas. Se considera que es una evolución o perfeccionamiento de los cueles quemados que se comentarán más adelante.

Consta de uno o dos barrenos vacíos o de expansión, hacia los que rompen escalonadamente los barrenos cargados. Los barrenos de gran diámetro (65 a 175 mm) se perforan con bocas escariadoras acopladas al mismo varillaje que es utilizado para perforar los barrenos de voladura.

Todos los barrenos dentro del cuele se sitúan muy próximos, alineados y paralelos, por lo que es muy habitual usar jumbos dotados con paralelismo automático.

El tipo de cuele cilíndrico más empleado es el de cuatro secciones, ya que es el más sencillo de replanteo y ejecución. La metodología de cálculo de esquemas y cargas de este cuele y del resto de las zonas de un túnel corresponde a las teorías suecas, actualizadas recientemente por Holmberg (1982), y simplificada por Oloffsson (1990), y se estudian seguidamente. Por último, se indican otros tipos de cueles cilíndricos que se han utilizado con éxito y están bien experimentados.

A. **Avance por pega**

El avance de las pegas está limitado por el diámetro del barreno de expansión y la desviación de los barrenos cargados. Siempre que ésta última se mantenga por debajo del 2% los avances medios «X» pueden llegar al 95% de la profundidad de los barrenos «L».

$$X = 0{,}95 \times L$$

En los cueles de cuatro secciones la profundidad de los barrenos puede estimarse con la siguiente expresión:

$$L = 0{,}15 + 34{,}1\ D_2 - 39{,}4\ D_2^2$$

donde:

D_2 = Diámetro del barreno vacío (m)

Cuando se utilizan cueles de «NB» taladros vacíos en lugar de uno solo de mayor diámetro, la ecuación anterior sigue siendo válida haciendo

$$D_2 = D'_2 \times \sqrt{NB}$$

donde «D'_2» es el diámetro de los dos barrenos vacíos.

B. **Cuele y contracuele**

El esquema geométrico general de un cuele de cuatro secciones con barrenos paralelos se indica en la Fig. 22.5.

La distancia entre el barreno central de expansión y los barrenos de la primera sección, no debe exceder de «1,7 D_2» para obtener una fragmentación y salida satisfactoria de la roca (Langefors y Kilhström, 1963). Las condiciones de fragmentación varían mucho, dependiendo del tipo de explosivo, características de la roca y distancia entre el barreno cargado y el vacío.

Tal como se refleja en la Fig. 22.6. para piedras

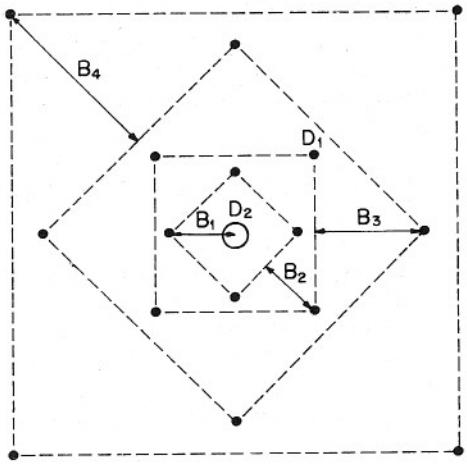


Figura 22.5. *Cuele de cuatro secciones.*

mayores de «2 D_2» el ángulo de salida es demasiado pequeño y se produce una deformación plástica de la roca entre los dos barrenos. Incluso si la piedra es inferior a «D_2», pero la concentración de carga es muy elevada se producirá la sinterización de la roca fragmentada y el fallo del cuele. Por eso, se recomienda que las piedras se calculen sobre la base de $B_1 = 1{,}5\ D_2$.

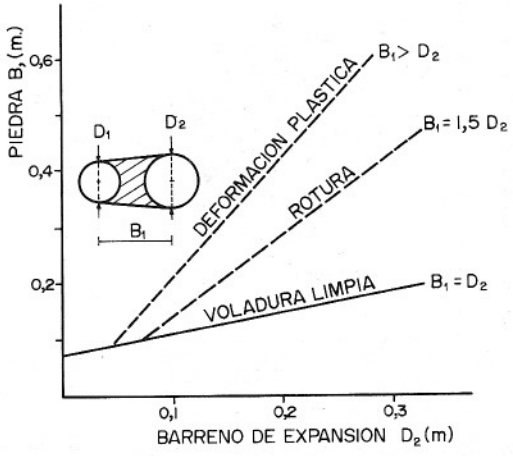


Figura 22.6. *Resultados de las voladuras para diferentes distancias de los barrenos cargados a los vacíos y diámetros de éstos.*

Cuando la desviación de perforación es superior al 1%, la piedra práctica se calcula a partir de:

$$B_1 = 1{,}7\ D_2 - E_p = 1{,}7\ D_2 - (\alpha \times L + e')$$

donde:

E_p = Error de perforación (m).
α = Desviación angular (m/m).
L = Profundidad de los barrenos (m).
e' = Error de emboquille (m).

En la práctica, la precisión de la perforación es lo suficientemente buena y se trabaja con un valor de la piedra igual a vez y media el diámetro de expansión.

La concentración lineal de carga se calcula a partir de la siguiente expresión:

$$q_l = 55\, D_1 \left[\frac{B}{D_2}\right]^{1,5} \times \left[B - \frac{D_2}{2}\right] \times \left[\frac{c}{0,4}\right] \times \frac{1}{PRP_{ANFO}}$$

q_l = Concentración lineal de carga (kg/m).
D_1 = Diámetro de perforación (m).
D_2 = Diámetro del barreno de expansión (m).
B = Dimensión de la piedra (m).
c = Constante de la roca.
PRP_{ANFO} = Potencia Relativa en Peso del explosivo referida al ANFO.

Frecuentemente, los valores posibles de las concentraciones lineales de carga están bastante limitados, por cuanto no existe una variedad amplia de explosivos encartuchados. Esto significa que para una concentración lineal fijada de antemano, puede determinarse la dimensión de la piedra a partir de la ecuación anterior, si bien el cálculo resulta un poco más complejo.

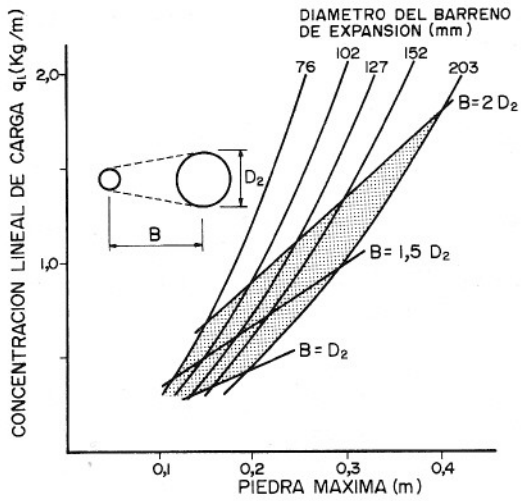


Figura 22.7. *Relación entre la concentración lineal de carga y piedra máxima para diferentes diámetros de barrenos de expansión (Larsson y Clark).*

Para calcular el resto de las secciones, se considera que ya existen unos huecos rectangulares de anchura «A_h» y que se conocen las concentraciones lineales de carga «q_l». El valor de la piedra se calculará a partir de:

$$B = 8,8 \times 10^{-2} \sqrt{\frac{A_h \times q_l \times PRP_{ANFO}}{D_1 \times c}}$$

Cuando existe un error de perforación, tal como se observa en la Fig. 22.9, la superficie libre «A_h» difiere de la distancia «A_h'» en la primera sección, por lo que

$$A_h = \sqrt{2}\,(B_1 - E_p)$$

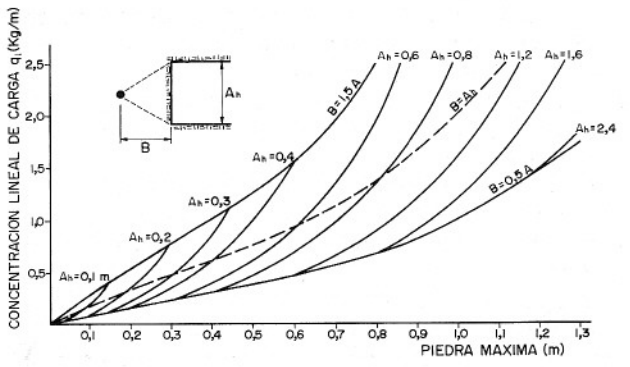


Figura 22.8. *Relación entre la concentración lineal de carga y la piedra máxima para diferentes anchuras de hueco (Larsson y Clark).*

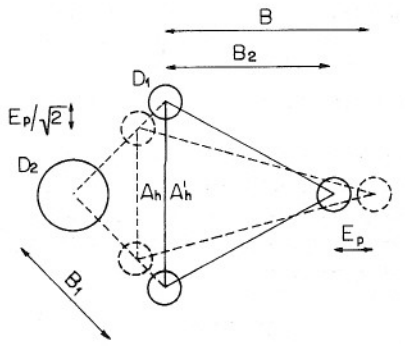


Figura 22.9. *Influencia en la desviación de los barrenos.*

y sustituyendo este valor en la ecuación anterior resulta:

$$B = 10,5 \times 10^{-2} \sqrt{\frac{(B_1 - E_p) \times q_l \times PRP_{ANFO}}{D_1 \times c}}$$

Este valor tiene que reducirse con la desviación de los barrenos para obtener la piedra práctica.

$$B_2 = B - E_p$$

Existen algunas restricciones en cuanto a «B_2», ya que debe satisfacer:

$$B_2 \leq 2\, A_h$$

para que no se produzca la deformación plástica. Si esto no se cumple, se modificará la concentración lineal de carga calculándola con:

$$q_l = \frac{540\, D_1 \times c \times A_h}{PRP_{ANFO}}$$

Si la restricción de deformación plástica no es satisfactoria, es mejor normalmente elegir un explosivo de menor potencia, con el fin de optimizar la fragmentación.

El ángulo de apertura debe ser también menor de

1,6 radianes (90°), pues si no el cuele pierde su carácter de cuele de cuatro secciones. Esto significa que:

$$B_2 > 0{,}5\ A_h$$

Gustafsson (1973) sugiere que la piedra para cada sección se calcule con «$B_2 = 0{,}7\ B'$».

Una regla de dedo para determinar el número de secciones, es que la longitud del lado de la última sección «B» no sea menor que la raíz cuadrada del avance. El método de cálculo del resto de las secciones es el mismo que el aplicado para la segunda sección.

Las longitudes de los retacados se estiman con:

$$T = 10\ D_1$$

Algunos problemas que se presentan en las voladuras con cueles de barrenos paralelos son la detonación por simpatía y la desensibilización por precompresión dinámica. El primer fenómeno, puede aparecer en un barreno adyacente al que esté detonando, cuando el explosivo que se encuentra en él tiene un alto grado de sensibilidad, como son todos aquellos que poseen en su composición nitroglicerina. Por el contrario, la desensibilización por precompresión dinámica tiene lugar en muchos explosivos y particularmente en el ANFO, pues la onda de choque de una carga puede elevar la densidad de la adyacente por encima de la densidad crítica o de muerte.

Los problemas de desensibilización pueden atenuarse con el correcto diseño de las secuencias de encendido, haciendo que la detonación sucesiva de cada barreno se realice con un retraso suficiente para que la onda de choque del disparo anterior pase y que el explosivo recupere su densidad y grado de sensibilidad normales.

Hagan propone, para disminuir los problemas mencionados, realizar los cueles cilíndricos disponiendo tres barrenos vacíos de expansión de forma que actúen de pantalla entre los de carga. Fig. 22.10.

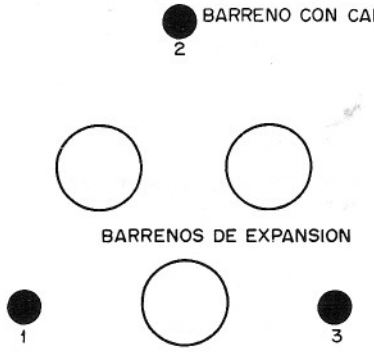


Figura 22.10. *Cuele cilíndrico modificado para eliminar la detonación por simpatía y desensibilización dinámica.*

También, ha podido comprobar que las rocas de grano fino son más propicias a los fallos de los cueles que las de grano grueso, debido al mayor volumen del hueco de alivio que se precisa para la salida del material.

Como en los cueles cilíndricos cada detonación sucesiva agranda el espacio disponible para la expansión de los barrenos que aún no han salido, la dimensión de la piedra puede ir aumentando y por lo tanto colocarse las cargas en espiral. Fig. 22.11.

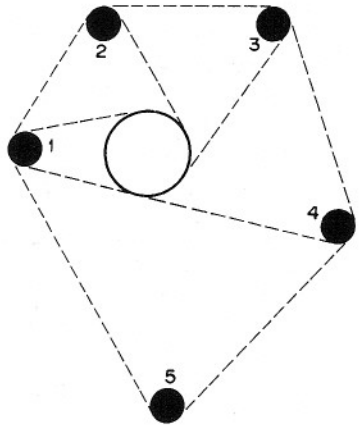


Figura 22.11. *Cuele cilíndrico en espiral.*

Otros tipos de cueles cilíndricos son los siguientes:

a) **Cuele cilíndrico de doble espiral**

Se perfora un barreno central con un diámetro entre 75 y 200 mm que es circunvalado por los barrenos más pequeños cargados y dispuestos en espiral.

Los barrenos 1-2, 3-4 y 5-6 se corresponden en cada una de sus espirales respectivas.

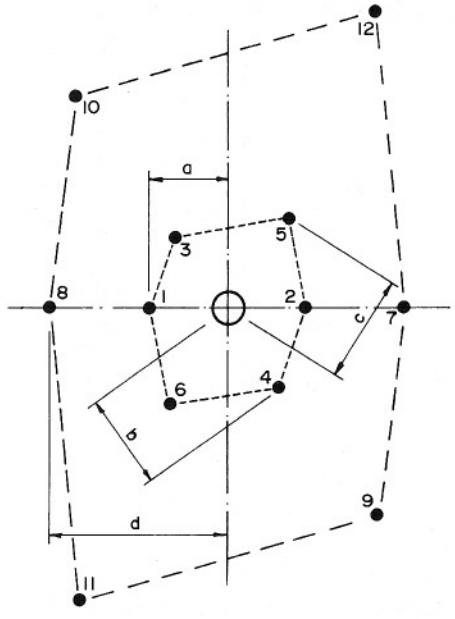


Figura 22.12. *Cuele y contracuele de doble espiral.*

b) **Cuele Coromant**

Consiste en la perforación de dos barrenos secantes de igual diámetro (57 mm), que constituyen el hueco libre en forma de «8» para las primeras cargas. Se utiliza una plantilla de perforación para taladrar los dos barrenos anteriores y los restantes del cuele.

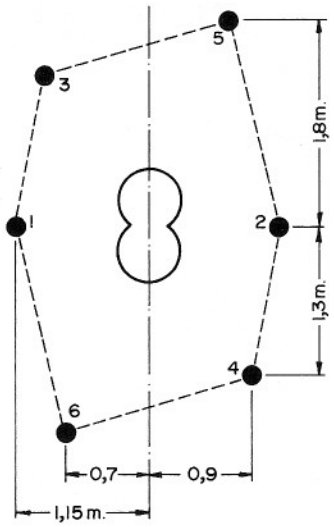


Figura 22.13. *Cuele Coromant.*

c) **Cuele Fagersta**

Se perfora un barreno central de 64 ó 76 mm de diámetro y el resto de los barrenos cargados más pequeños se colocan según la Fig. 22.14.

Es un tipo de cuele mixto entre el de cuatro secciones y el de doble espiral, siendo adecuado para las pequeñas galerías con perforación manual.

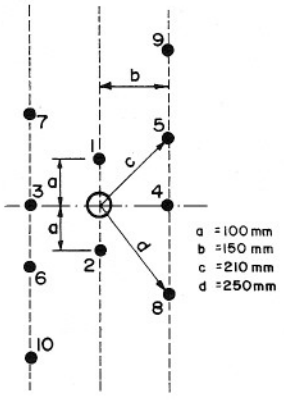


Figura 22.14. *Cuele Fagersta.*

C. **Zapateras**

La piedra de los barrenos de zapatera dispuestos en filas se calcula, básicamente, con la misma fórmula que se emplea en las voladuras en banco, considerando que la altura de ésta última es igual al avance de la pega:

$$B = 0{,}9 \cdot \sqrt{\frac{q_1 \times PRP_{ANFO}}{\bar{c} \times f\ (S/B)}}$$

donde:

f = Factor de fijación. Generalmente se toma 1,45 para tener en cuenta el efecto gravitacional y el tiempo de retardo entre barrenos.

S/B = Relación entre el espaciamiento y la piedra. Se suele tomar igual a 1.

$\bar{c}$ = Constante de roca corregida.

$\bar{c} = c + 0{,}05$ para $B \geqslant 1{,}4$ m

$\bar{c} = c + 0{,}07/B$ para $B < 1{,}4$ m

En los barrenos de zapateras es necesario considerar el ángulo de realce «γ» o inclinación que se precisa para proporcionar un hueco adecuado a la perforadora para realizar el emboquille de la próxima pega. Para un avance de 3 m un ángulo de 3°, que equivale a 5 cm/m, es suficiente, aunque dependerá lógicamente de las características del equipo.

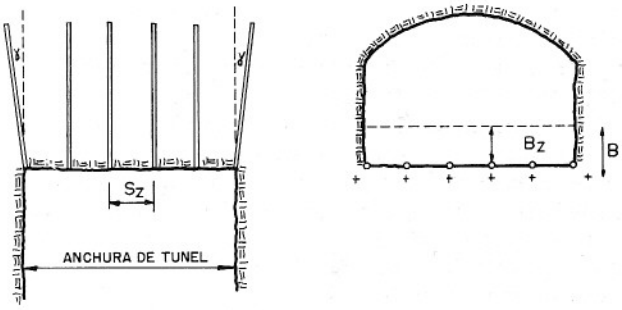


Figura 22.15. *Geometría de los barrenos de zapatera.*

El número de barrenos vendrá dado por

$$NB = \text{Número entero de} \left[\frac{AT + 2L \times \operatorname{sen} \gamma}{B} + 2 \right]$$

donde:

AT = Anchura del túnel (m)

El espaciamiento práctico para los barrenos de rincón será:

$$S_z' = S_z - L \times \operatorname{sen} \gamma$$

La piedra práctica «B_z» se obtiene a partir de

$$B_z = B - L \times \operatorname{sen} \gamma - E_p$$

Las longitudes de la carga de fondo «l_f» y de columna «l_c» deben ser

$$l_f = 1{,}25 \times B_z$$
$$l_c = L - l_f - 10\ D_1$$

La concentración de la carga de columna puede reducirse al 70% de la de fondo. Sin embargo, se suele emplear la misma concentración por motivos de tiempo de preparación. El retacado se fija en «T = 10 D_1'» y la condición que debe cumplir la piedra es «B ≤ 0,6 L».

D. Destroza

El método para calcular el esquema de los barrenos de destroza es similar al empleado para los de zapatera, aplicando únicamente unos valores distintos del Factor de Fijación y relación Espaciamiento/Piedra.

TABLA 22.1

DIRECCION DE SALIDA DE LOS BARRENOS	FACTOR DE FIJACION «f»	RELACION «S/B»
• Hacia arriba y horizontalmente	1,45	1,25
• Hacia abajo	1,20	1,25

La concentración de la carga de columna, para ambos tipos de barrenos, debe ser igual al 50% de la concentración de la carga de fondo.

E. Contorno

Si en la excavación no se precisa una voladura de contorno o de recorte, los esquemas se calculan de acuerdo con lo indicado para los barrenos de zapatera, con los siguientes valores:

Factor de Fijación ..... f = 1,2
Relación S/B ..... S/B = 1,25
Concentración de la carga de columna ..... $q_c = 0,5\ q_f$, siendo «q_f» la concentración de la carga de fondo.

En el caso de tener que realizar voladuras de contorno el espaciamiento entre barrenos se calcula a partir de:

$$S_c = K \times D_1$$

donde «K» varía entre 15 y 16. La relación S/B debe ser 0,8.

La concentración lineal de carga mínima se determina en función del diámetro de perforación. Para barrenos con un calibre inferior a los 150 mm se emplea la ecuación:

$$q_{lc} = 90 \times D_1^2$$

donde «D_1» se expresa en m.

F. Ejemplo de aplicación

Se desea excavar una galería de mina en roca (c = 0,4) mediante voladuras de barrenos paralelos y cuele de cuatro secciones, sabiendo que las dimensiones geométricas y datos de perforación son:

— Anchura del túnel «AT» 4,5 m
— Altura de los hastiales 4,0 m
— Flecha del arco de coronación 0,5 m
— Diámetro del barreno de cuele «D_2» 102 m
— Diámetro de perforación «D_1» 45 mm
— Angulo de los barrenos de contorno «γ» 3°
— Desviación angular «α» 10 mm/m
— Error de emboquille «e'» 20 mm

El explosivo a utilizar tiene una Potencia Relativa en Peso de ANFO de 1,09 (109%) y los cartuchos disponibles tienen diámetros de 25, 32 y 38 mm, que dan lugar a unas concentraciones lineales de carga, para una densidad de 1,2 g/cm³, de 0,59, 0,97 y 1,36 kg/m respectivamente.

a) Avance.
L = 3,2 m y X = 3,0 m

b) Cuele y contracuele

— Primera sección
$B = 1,7 \times D_2 = 0,17$ m
$B_1 = 0,12$ m
$q_l = 0,58$ kg/m → 0,59 kg/m
con d = 25 mm
$T = 10 \times D_1 = 0,45$ m
$A_h' = \sqrt{2 \times B_1} = 0,17$ m

Carga por barreno $Q_b = 1,59$ kg.

— Segunda sección

$A_h = \sqrt{2}\ (0,12 - 0,05) = 0,10$ m
Para d = 25 mm B = 0,17 m
d = 32 mm B = 0,21 m
d = 38 mm B = 0,25 m
Como $B_2 \leqq 2\ A_h$, se eligen los cartuchos de 32 mm.
$B_2 = 0,16$ m
$T = 0,45$ m
$A_h' = \sqrt{2}\ (0,16 + 0,17/2) = 0,35$ m
$Q_b = 2,62$ kg.

— Tercera sección

$A_h = \sqrt{2}\ (0,16 + 0,17/2 - 0,05) = 0,28$ m

Para los cartuchos de mayor diámetro $q_l = 1,36$ kg/m

$B = 0,42$ m
$B_3 = 0,37$ m
$T = 0,45$ m
$A_h' = \sqrt{2}\ (0,37 + 0,35/2) = 0,77$ m
$Q_b = 3,67$ kg

— Cuarta sección

$A_h = \sqrt{2}\,(0{,}37 + 0{,}35/2 - 0{,}05) = 0{,}70$ m
$B = 0{,}67$ m
$B_4 = 0{,}62$ m
$T = 0{,}45$ m
$A'_h = \sqrt{2}\,(0{,}62 + 0{,}77/2) = 1{,}42$ m, que es comparable a la raíz cuadrada del avance, luego no se necesitan más secciones.
$Q_b = 3{,}67$ kg.

c) Zapateras

Con d = 38 mm resulta $q_1 = 1{,}36$ kg/m.
$B = 1{,}36$ m
NB = 5 barrenos
$S_z = 1{,}21$ m
$S'_z = 1{,}04$ m
$B_z = 1{,}14$ m
$l_f = 1{,}43$ m
$l_c = 1{,}32$ m
$q_c = 0{,}7 \times 1{,}36 = 0{,}95$ kg/m → 0,97 kg/m con d = 32 mm
$Q_b = 3{,}20$ kg.

d) Barrenos de contorno de techo

Se usan cartuchos de 25 mm con $q_1 = 0{,}59$ kg/m

$S_{ct} = 15 \times D_1 = 0{,}68$ m
$B_{ct} = S_{ct}/0{,}8 - L \times \text{sen } 3° - 0{,}05 = 0{,}62$ m
$q_{1c} = 90 \times D_1^2 = 0{,}18$ kg/m, que es considerablemente menor que 0,59 kg/m
$NB = |\, 4{,}7/0{,}68 + 2 \,| = 8$
$Q_{bt} = 1{,}77$ kg.

e) Barrenos de contorno de hastiales

La longitud de contorno que queda para los 4,0 m de altura es:

$4{,}0 - B_z - B_{ct} = 4{,}0 - 1{,}14 - 0{,}62 = 2{,}24$ m

con f = 1,2 y S/B = 1,25 se tiene

$B_{ch} = 1{,}33 - L \times \text{sen } 3° - 0{,}05 = 1{,}12$ m

$NB = |\, 2{,}24 \,/\, (1{,}33 \times 1{,}25) + 2 \,| = 3$
$S_{ch} = 2{,}24/2 = 1{,}12$ m
$l_f = 1{,}40$ m
$l_c = 1{,}35$ m
$Q_b = 3{,}2$ kg

f) Destroza

Como el lado de la cuarta sección es $A'_h = 1{,}42$ m y la piedra práctica de los barrenos de contorno de hastial es $B_{ch} = 1{,}12$ m, el espacio que queda disponible para una anchura de túnel AT = 4,5 m es:

$4{,}5 - 1{,}42 - 1{,}12 \times 2 = 0{,}84$ m
$B = 1{,}21 - 0{,}05 = 1{,}16$ m para f = 1,45

sin embargo, se utilizará B = 0,84 m, debido a las dimensiones horizontales del túnel.

Para los barrenos superiores

$B = 1{,}33 - 0{,}05 = 1{,}28$ m

pero, si se resta a la altura del túnel $A'_h = 1{,}42$ $B_z = 1{,}14$ y $B_{ct} = 0{,}62$, se tiene:

$4{,}5 - 1{,}42 - 1{,}14 - 0{,}62 = 1{,}32$ m

Como la diferencia es sólo de 5 cm, se hace B = 1,32 m.

La carga de los barrenos se destroza es igual a la de los barrenos de los hastiales, luego:

$Q_b = 3{,}20$ kg.

g) Resumen

— Cuele y contracuele: 16 barrenos

$(4 \times 1{,}59) + (4 \times 2{,}62) + (8 \times 3{,}67) = 46{,}21$ kg

— Zapateras: 5 barrenos $(5 \times 3{,}20) = 16$ kg.
— Contorno techo: 8 barrenos $(8 \times 1{,}77) = 14{,}16$ kg.
— Contorno hastiales: 6 barrenos $(6 \times 3{,}20) = 19{,}20$ kg.
— Destroza: 5 barrenos $(5 \times 3{,}20) = 16{,}00$ kg.

Carga total de la voladura	= 111,6 kg
Superficie del túnel	= 19,5 m^2
Avance	= 3 m
Volumen de roca arrancado	= 58,5 m^3
Consumo específico de explosivo	= 1,9 kg/m^3
Número total de barrenos	= 40
Longitud total perforada	= 128 m
Perforación específica	= 2,2 m/m^3

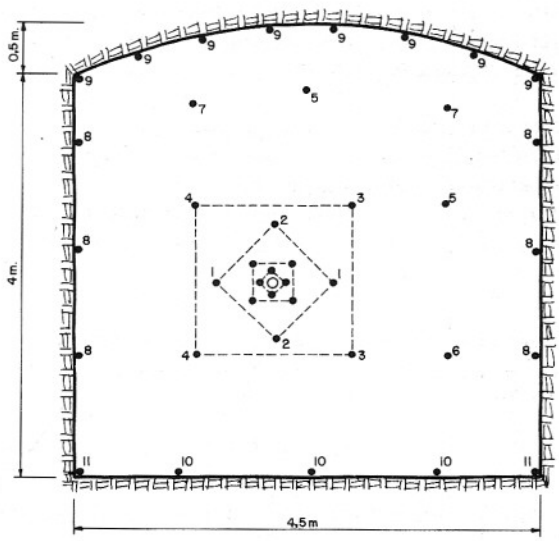


Figura 22.16. *Esquema geométrico de la voladura calculada.*

G. Cálculo simplificado

Para un cálculo más rápido de las voladuras en túnel con cueles de barrenos paralelos de cuatro secciones

se pueden aplicar las fórmulas que se recogen en las tablas siguientes:

a. **Cuele**

TABLA 22.2

SECCION DEL CUELE	VALOR DE LA PIEDRA	LADO DE LA SECCION
Primera	$B_1 = 1{,}5\ D_2$	$B_1\sqrt{2}$
Segunda	$B_2 = B_1\sqrt{2}$	$1{,}5\ B_2\sqrt{2}$
Tercera	$B_3 = 1{,}5\ B_2\sqrt{2}$	$1{,}5\ B_3\sqrt{2}$
Cuarta	$B_4 = 1{,}5\ B_3\sqrt{2}$	$1{,}5\ B_4\sqrt{2}$

b. **Destroza**

Para calcular el resto de la voladura, se parte de la dimensión de la piedra "B" y concentración lineal de carga en el fondo "q_f" para el explosivo y diámetro utilizado. Las fórmulas que se emplean son:

$q_f = 7{,}85 \cdot 10^{-4} \cdot d^2 \cdot \rho$

$B = 0{,}88 \cdot q_f^{0{,}35}$

siendo:

D = Diámetro del cartucho de explosivo (mm).

ρ = Densidad del explosivo (g/cm³).

TABLA 22.3

ZONA DE VOLADURA	PIEDRA (m)	ESPACIAMIENTO (m)	LONGITUD DE LA CARGA DE FONDO (m)	CONCENTRACION DE CARGA		RETACADO (m)
				FONDO (kg/m)	COLUMNA (kg/m)	
Piso	B	1,1 B	L/3	q_f	q_f	0,2B
Hastiales	0,9 B	1,1 B	L/6	q_f	0,4 q_f	0,5B
Techo	0,9 B	1,1 B	L/6	q_f	0,36 q_f	0,5B
Destroza						
Hacia arriba	B	1,1 B	L/3	q_f	0,5 q_f	0,5B
Horizontal	B	1,1 B	L/3	q_f	0,5 q_f	0,5B
Hacia abajo	B	1,2 B	L/3	q_f	0,5 q_f	0,5B

H. **Comprobación de los esquemas de voladura**

Una vez efectuados los cálculos de los esquemas y cargas, y antes de dar las voladuras, es interesante chequear o contrastar los datos obtenidos con los estándares o resultados típicos de operaciones similares. Estas comprobaciones se pueden realizar con simples gráficos como los de las Figs. 22.17, 22.18 y 22.19, donde se refleja el consumo específico de explosivo en función de la sección del túnel y diámetro de perforación, el número de barrenos por pega y la perforación específica a partir de las dos variables indicadas.

Los gráficos anteriores se refieren a voladuras con barrenos paralelos y sólo pueden tomarse como orientativos, pues son muchas las variables que influyen sobre los resultados de la excavación: tipos de rocas y explosivos, tamaño de los barrenos, tipos de cuele, necesidad de voladuras de contorno, restricciones por vibraciones, etc., que pueden hacer variar ligeramente los parámetros de diseño.

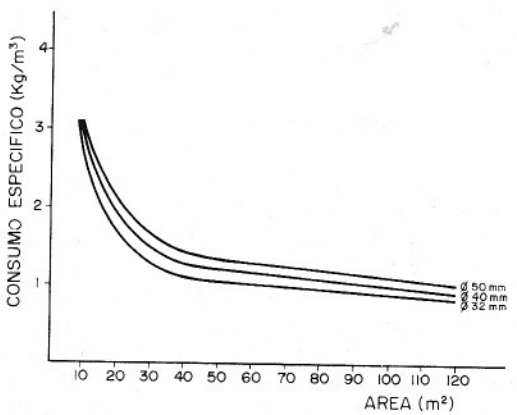


Figura 22.17. *Consumo específico en función del área del túnel y diámetro de los barrenos.*

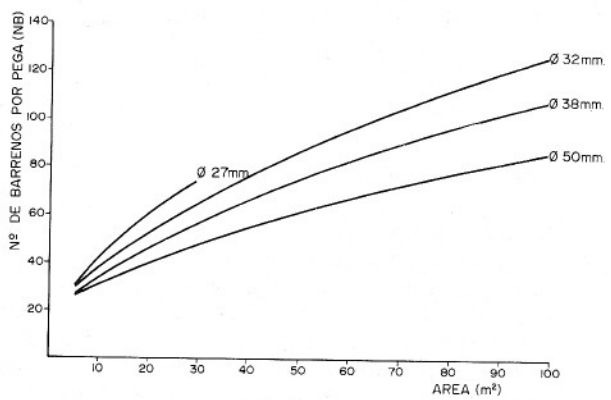


Figura 22.18. *Número de barrenos por pega en función del área.*

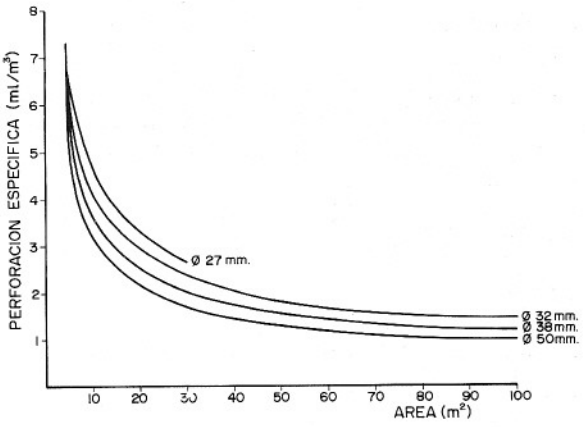


Figura 22.19. *Perforación específica en función del área del túnel y diámetro de perforación.*

La comprobación final de los cálculos se hará una vez efectuada la voladura. La forma de introducir las modificaciones necesarias a partir de los análisis de los resultados en las primeras pruebas debe ser gradual y sistemática, recomendándose incluso que en las pegas iniciales no se perforen los barrenos en toda su profundidad y se vaya poco a poco aumentando el avance por ciclo.

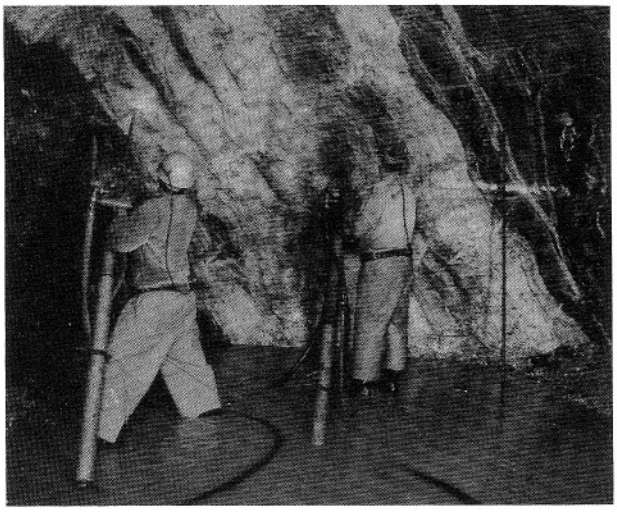


Foto 22.2. *Perforación manual en un frente de galería.*

4.2. Cueles quemados

En estos cueles todos los barrenos se perforan paralelos y con el mismo diámetro. Algunos se cargan con una gran cantidad de explosivo mientras que otros se dejan vacíos. Al ser tan elevadas las concentraciones de carga, la roca fragmentada se sinteriza en la parte profunda del cuele, no dándose las condiciones óptimas para la salida de la pega como ocurre con los cueles cilíndricos. Los avances son reducidos y no van más allá de los 2,5 m por pega.

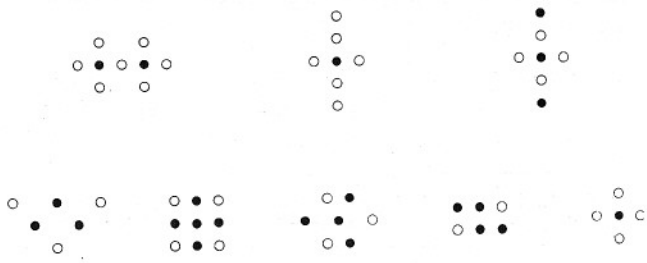


Figura 22.20. *Ejemplos de cueles quemados.*

Uno de los cueles quemados que se utiliza en el avance de galerías de minas de carbón es el denominado «Cuele Sarrois», que está formado por 8 barrenos con carga y uno vacío. Haciendo la perforación con un diámetro de 38 mm, la distancia entre los ejes de los barrenos va desde los 10 cm en rocas duras hasta los 20 cm en rocas blandas. Este cuele se emplea hasta profundidades de 2,5 m, siendo el consumo de explosivos elevado. Las cargas se diseñan según lo indicado en la Fig. 22.21, evitando los solapes en cada uno de los barrenos de distinto tiempo de retardo y usando para el retacado, generalmente, tacos de arcilla.

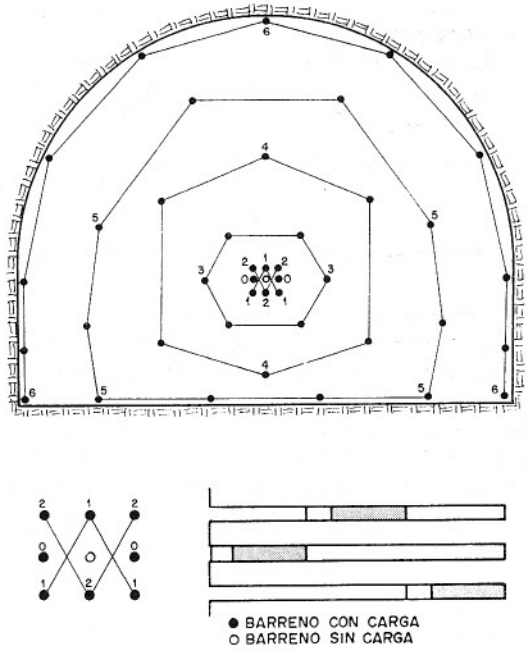


Figura 22.21. *Voladura de galería con cuele Sarrois.*

La proyección de escombros alcanza una longitud de 5 a 6 m a partir del nuevo frente y los avances oscilan entre el 80 y el 95%.

Por último, otro cuele que se emplea también en minas de carbón, sobre todo en el Norte de España, es el llamado «Sueco» cuya disposición de barrenos, según el tipo de roca, se refleja en la Fig. 22.22.

Para un diámetro de 38 mm, la distancia entre filas verticales es de 20 cm, la separación vertical entre barrenos de las dos filas laterales es 30 cm y la distan-

cia en vertical entre barrenos cargados y vacíos de 10 a 15 cm, según la resistencia de la roca.

La proyección del escombro es mayor que con el cuele Sarrois, aunque el consumo de explosivo es por el contrario más bajo. Los avances oscilan entre el 90 y el 100% de la profundidad y la perforación necesita que sea precisa.

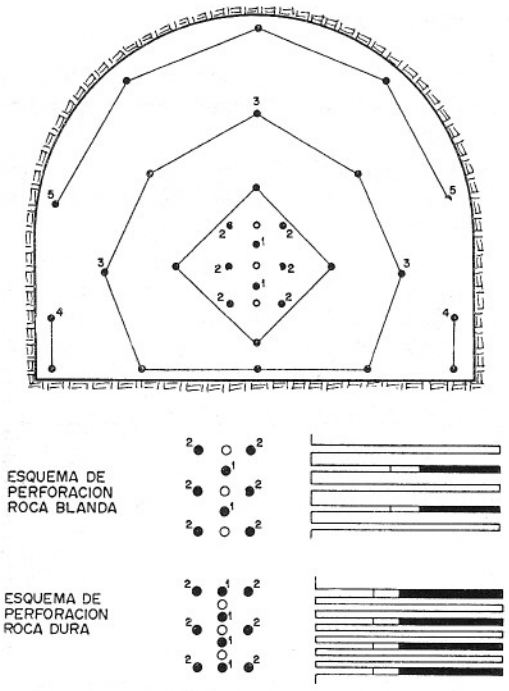


Figura 22.22. *Cuele Sueco.*

4.3. Cueles en cráter

Este tipo de cuele se desarrolló originalmente por Hino en el Japón, aprovechando el efecto cráter que las cargas de explosivo concentradas en el fondo de los barrenos producen sobre la superficie libre más próxima.

Esta metodología se aplica más en la excavación de chimeneas que en túneles, aunque algunos especialistas como Hagan han propuesto recientemente su utilización disponiendo las cargas concentradas en uno o varios barrenos centrales de gran diámetro y distribuyendo los barrenos de destroza sobre el resto de la sección con diferentes longitudes de carga.

Como el avance por pega no es grande, incluso llega a proponer realizar ésta con una profundidad de los barrenos doble, seccionando y retacando las cargas. Fig. 22.23.

4.4. Cueles en ángulo

Este grupo de cueles, cada día se utilizan menos ya que implican una gran laboriosidad en la perforación de los barrenos. La ventaja que presentan es el menor consumo de explosivo, al ser mejor el aprovechamiento de la superficie libre del frente, y la posibilidad de orientación con respecto a las discontinuidades visibles en la sección.

A continuación, se comentan los cueles en ángulo más conocidos.

A. Cuele en «V»

Con estos cueles en cuña o en «V» los avances que se consiguen oscilan entre el 45 y el 50% del ancho del túnel. En túneles anchos, estos avances se ven afectados por la desviación de los barrenos, que generalmente es del orden del 5%. Así por ejemplo, en un barreno de 5 m de largo, su extremo puede quedar desviado unos 25 cm, lo cual puede causar problemas de detonación por simpatía con otras cargas próximas.

El ángulo del vértice interior de la cuña no debe ser inferior a 60°, pues de lo contrario las cargas estarían muy confinadas y se precisaría mayor cantidad de explosivo para obtener una buena fragmentación.

Los parámetros medios de diseño del cuele, en función del diámetro de perforación «D», son los siguientes:

— Altura total del cuele $H_c = 46\ D$
— Piedra $B = 34\ D$

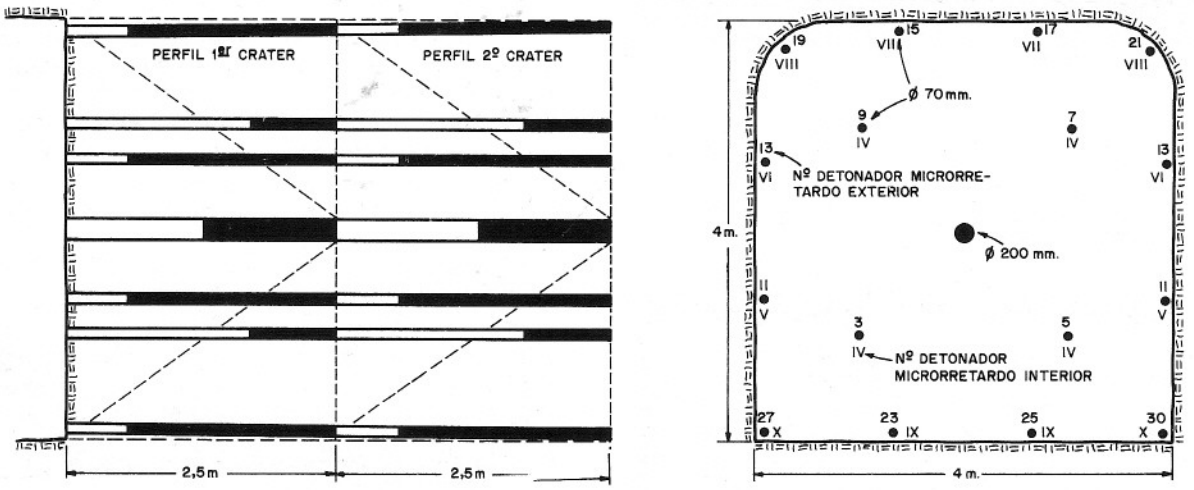


Figura 22.23. *Doble cuele cráter usando barrenos centrales de 200 mm.*

— Concentración de la carga de fondo $q_f = 990\ D^2$ (D en m)
— Longitud de la carga de fondo $l_f = 0{,}3\ L$
— Concentración de la carga de columna $q_c = 0{,}5\ q_f$
— Longitud de retacado $T = 12\ D$
— Número de cuñas en sentido vertical 3

Los barrenos del contracuele, que también se perforan inclinados con respecto al eje del túnel Fig. 22.24, se disponen de acuerdo con los siguientes ecuaciones:

— Piedra $B = 24\ D$
— Concentración de la carga de fondo $q_f = 990\ D^2$
— Longitud de la carga de fondo $l_f = 0{,}3\ L$
— Concentración de la carga de columna $q_c = 0{,}4\ q_f$
— Longitud de retacado $T = 12\ D$.

El valor de la piedra debe cumplir la condición siguiente «$B \leq 0{,}5\ L - 0{,}2$ m», que supone que en voladuras de pequeña profundidad debe reducirse la piedra.

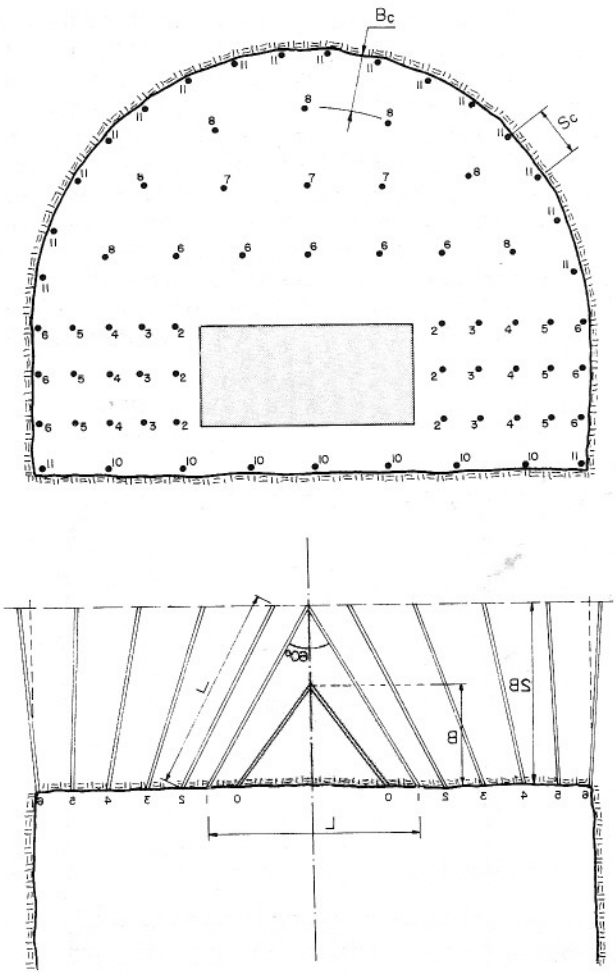


Figura 22.24. *Voladura con cuele en cuña.*

Los barrenos del cuele, e incluso los más próximos del contracuele, deben dispararse con detonadores de microrretardo y el resto con detonadores de retardo.

Los esquemas de perforación para las zonas de destroza, zapateras y contorno se calculan de la forma indicada para los cueles de barrenos paralelos.

B. **Cuele en abanico**

Este tipo de cuele se empleó bastante hace años, pero también ha caído en desuso por su complejidad en la perforación.

Los esquemas y cargas de los barrenos del cuele se calculan con las mismas expresiones dadas para el cuele en «V».

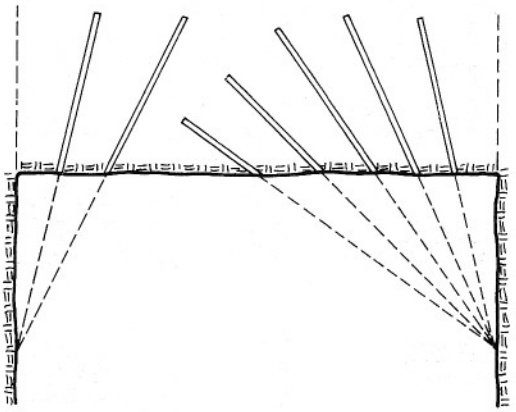


Figura 22.25. *Cuele en abanico horizontal.*

Los barrenos del contracuele se dimensionan con las siguientes expresiones.:

— Piedra $B = 23\ D$
(debe cumplir $B < L - 0{,}4$)
— Altura del cuele $H_c = 42\ D$
— Concentración de la carga de fondo (D en m) $q_f = 990\ D^2$
— Longitud de la carga de fondo $l_f = 0{,}3\ L$
— Concentración de la carga de columna $q_c = 0{,}4\ q_f$

Las secuencias de encendido del cuele y contracuele se recomienda que se realicen con detonadores de microrretardo.

Los abanicos pueden ser horizontales, como el anterior, o pinchados hacia arriba o hacia abajo.

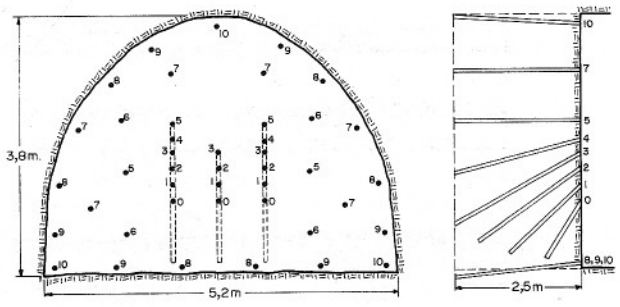


Figura 22.26. *Voladura con cuele en abanico al piso.*

C. **Cueles instantáneos**

Una de las variaciones del cuele en «V» consiste en perforar un haz de barrenos más cerrado e iniciar todas las cargas simultáneamente. Se pueden lograr avances del orden del 80% del ancho del túnel.

Un inconveniente de estos cueles estriba en la gran proyección del escombro que hace que éste quede disperso a una distancia considerable del frente del túnel.

Entre las variantes que existen cabe destacar el cuele piramidal con una o dos secciones.

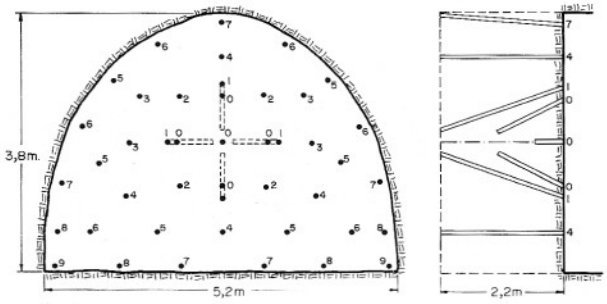


Figura 22.27. *Voladura con cuele instantáneo piramidal.*

4.5. Galerías con capas de carbón

Las voladuras en avance de galerías con capas de carbón en el frente pueden ser muy variadas, según las secciones de excavación, potencias de las capas, inclinación, disposición en el frente etc., por lo que únicamente se indicarán algunas consideraciones generales.

Los esquemas de perforación deben ser paralelos a la dirección de la estratificación, rompiendo todos los barrenos cargados hacia el hueco libre creado en la capa de carbón. Esos cueles o cavidades, también denominadas regaduras, pueden realizarse manualmente si el carbón es blando, o como es más habitual disparando unos barrenos sobre el propio carbón con un número de retardo bajo. Fig. 22.28. Este último procedimiento tiene el inconveniente de mezclar el carbón con el estéril impidiendo su aprovechamiento, pero es el que permite unos mayores rendimientos de avance.

En capas con desprendimientos súbitos de grisú, se recomienda dar algún barreno sin carga para la desgasificación del carbón.

La legislación española a través de la ITC 10.4-10 establece la clasificación de las labores para las minas de segunda o tercera categoría, y en aquellos trabajos en los que sea posible la existencia de gases, polvos u otras sustancias explosivas o inflamables según se indica a continuación en la Tabla 22.4.

En la citada tabla se especifica el tipo de explosivo, la cantidad máxima por barreno a utilizar, el tipo de detonador y la duración máxima de la voladura.

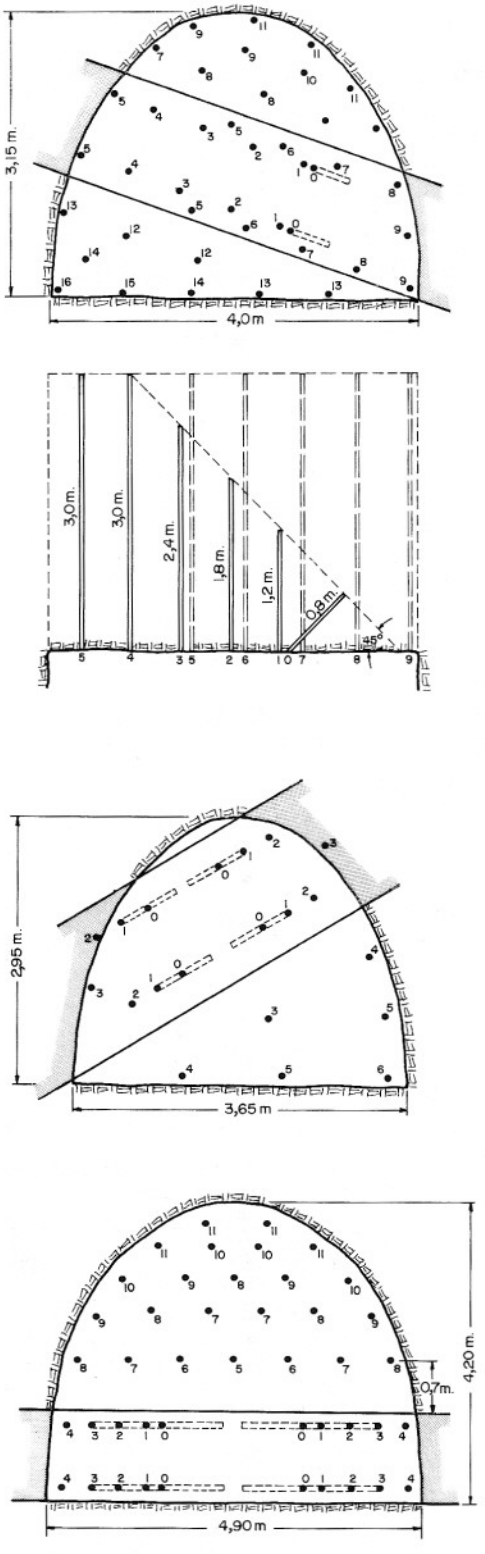


Figura 22.28. *Voladuras en galerías con capas de carbón.*

4.6. Galerías en minas de sales

En los yacimientos sedimentarios de minerales blandos como las sales, las potasas, etc., las galerías de preparación de los tajos pueden excavarse además de con minadores continuos por perforación y voladura.

TABLA 22.4

LABOR	CLASE	CONDICIONES	EXPLOSIVO	CANTIDAD MAXIMA EN GRAMOS/BARRENO	DETONADOR	DURACION MAXIMA DE LA VOLADURA	OBSERVACIONES
LABORES EN ROCA-ESTERILES-RECORTES	1.ª	– Que el frente no corte carbón. – Que los barrenos no corten carbón. – En labores horizontales o descendentes la concentración en grisú en el frente y en los últimos 100 m será inferior a 0,5 %. – Si la ventilación se realiza con aire de otras labores, que contenga grisú, la concentración máxima puede llegar hasta el 1 %. – En el caso de labores ascendentes la concentración máxima, en cualquier caso, nunca podrá superar el 0,5 %. – Que en los últimos 30 m no exista acumulación de carbón o polvo, ni talleres de arranque, o galerías de transporte de carbón. – Que en los últimos 30 m la superficie de las capas de carbón descubierta sea inferior al 10 % de la superficie total de la labor en ese tramo, y que la última capa cortada, esté como mínimo a 3 m.	SIN LIMITACION	SIN LIMITACION	RETARDO O MICRORRETARDO		
LABORES EN ROCA	2.ª	– Que el frente no corte carbón. – Que el número de barrenos que corte carbón sea inferior al quinto del total. – Labores mixta de carbón y roca en las que la superficie total del carbón al descubierto no exceda del 10 % de la superficie total, o aquéllas en que el número de barrenos que hayan cortado carbón sea inferior al quinto del total.	Seguridad, 9 Seguridad, 9 bis Seguridad, 12	2.000	RETARDO O MICRORRETARDO	5 s	No pueden cargarse barrenos que hayan cortado carbón
GUIAS	3.ª	– Labores de carbón y roca, en las que la superficie total del carbón al descubierto exceda del 10 % de la superficie total. Que el número de barrenos que hayan cortado carbón exceda del quinto del total.	Seguridad, 9 Seguridad, 9 bis Seguridad, 12	1.000	MICRORRETARDOS Máximo: 7 n.^{os} de 20 ms ó 5 n.^{os} de 30 ms	125 ms	
TALLERES	4.ª	– Labores sobre capa, recorridas por la corriente general de ventilación.	Seguridad, 9 Seguridad, 9 bis Seguridad, 12 Seguridad, 20 SR Seguridad, 18 SR Seguridad, 30 SR	500 2.000 2.500	MICRORRETARDOS Máximo: 7 n.^{os} de 20 ms 5 n.^{os} de 30 ms RETARDOS MICRORRETARDOS	125 ms 5 s 500 ms	 Con velocidad de aire V≥ 0,5 m/s Con velocidad de aire V≥ 0,5 m/s
	5.ª	– Labores sobre capa, no recorridos por la corriente general de ventilación.	Seguridad, 20 SR Seguridad, 18 SR Seguridad, 30 SR	2.000 2.500	MICRORRETARDOS MICRORRETARDOS	500 ms 500 ms	
	6.ª	– Arranque de macizos de carbón en encerrado.	Seguridad, 20 SR Seguridad, 18 SR Seguridad, 30 SR	1.500 2.000	MICRORRETARDOS Máximo: 7 n.^{os} de 20 ms 5 n.^{os} de 20 ms	125 ms 125 ms	

Resistencia aproximada de la pega: 2 ohmios por cada detonador, más 10 ohmios por la línea. ITC Publicada en B.O.E. del 11-II-1986.

La perforación se realiza generalmente con jumbos capaces de abrir barrenos de cuele de hasta 420 mm de diámetro y 7 m de profundidad. Fig. 22.29. El resto de los barrenos de 37 y 42 mm de diámetro, generalmente, se perforan paralelos al eje del túnel y con la misma profundidad que los de cuele. La carga de explosivo debe mecanizarse, pues de lo contrario resulta muy laboriosa debido a la gran longitud de los barrenos.

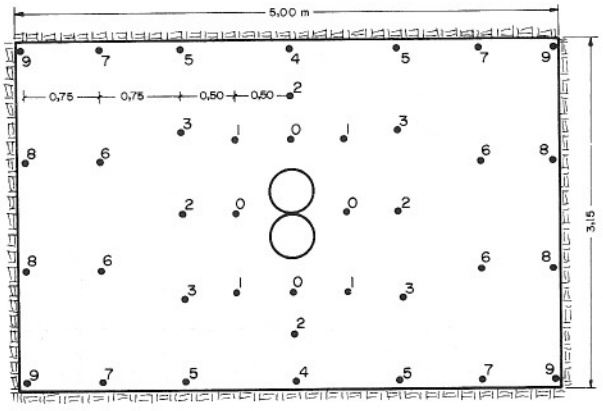


Figura 22.29. *Esquema de perforación con cuele cilíndrico constituido por dos barrenos de gran diámetro.*

Si el método de explotación es el de cámaras y pilares, la apertura de las cámaras puede realizarse con una galería central y destrozas laterales para ensanchamiento. Toda la perforación se efectúa horizontal como se indica en la Fig. 22.30.

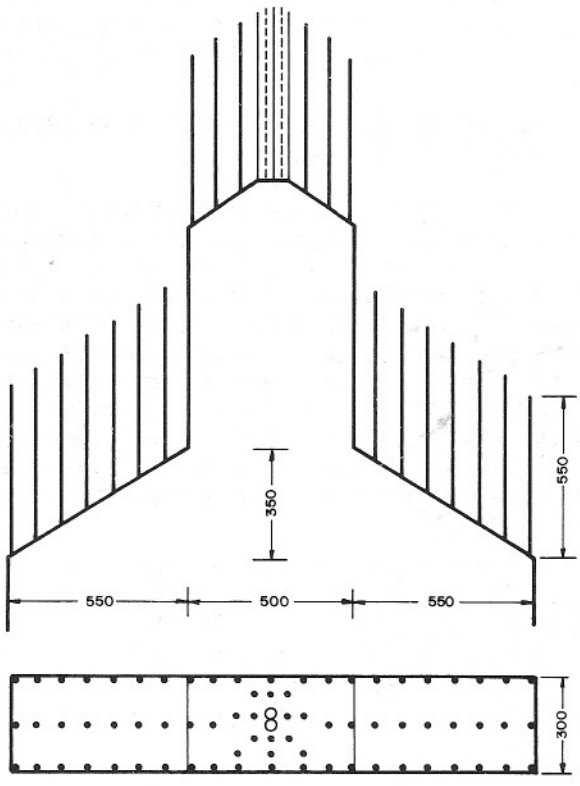


Figura 22.30. Secuencia de avance para explotación por cámaras y pilares.

5. OPTIMIZACION DEL DIAMETRO DE LOS BARRENOS

El empleo de cartuchos de gran diámetro en el avance de túneles y galerías presenta las siguientes ventajas:

— Reducción del número de barrenos.
— Aumento del espaciamiento entre barrenos como resultado de una mayor dimensión de la piedra.
— Ahorro de tiempo durante la perforación, carga y retacado de los barrenos.
— Disminución de los costes de excavación.

Con la tecnología actual existe una cierta dependencia entre el diámetro de los barrenos y la sección de la excavación. En la Fig. 22.31 se puede ver como, en tér-

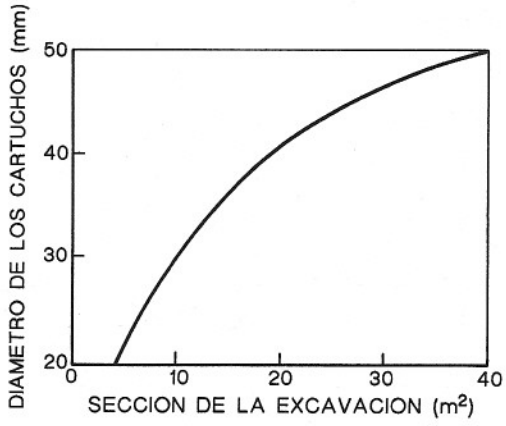


Figura 22.31. *Diámetros de los cartuchos aconsejados en función de la sección de la excavación.*

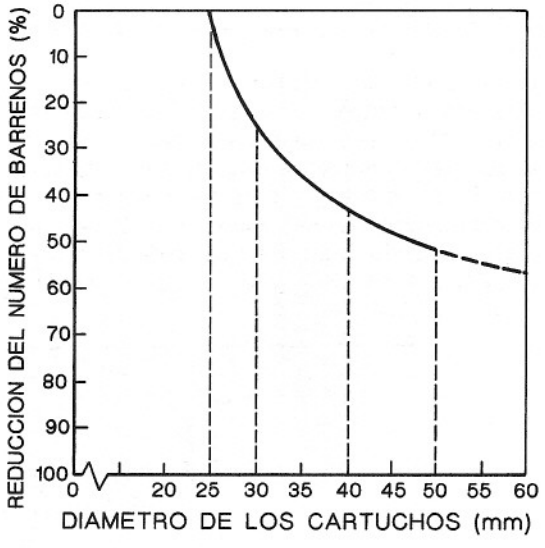


Figura 22.32. *Reducción estimada del número de barrenos al usar diámetros de cartuchos mayores.*

minos de diámetro de los cartuchos, por debajo de 10 m^2 de sección se utilizan cargas de 30 mm, entre 10 y 20 m^2 cartuchos de 30 o 35 mm, en excavaciones de más de 20 m^2 los de 40 mm y por encima de 40 m^2, generalmente en pozos, cartuchos de 50 mm.

Como puede deducirse fácilmente, un incremento en el diámetro de las cargas de explosivo lleva aparejado una reducción del número de barrenos necesarios, utilizándose en ocasiones la siguiente regla práctica: cada milímetro de aumento de los cartuchos de explosivo equivale a una reducción del 3% del número de barreno. En la Fig. 22.32 se ilustra gráficamente este hecho.

Por otro lado, las cargas de mayor calibre trabajan con dimensiones de la piedra más grandes. En la Fig. 22.33 se muestra esta dependencia para diámetros de cartuchos de explosivos gelatinosos entre 20 y 60 mm y rocas de distintos tipos, con resistencias a la compresión entre 50 y 200 MPa. La relación que existe entre ambas variables es lineal.

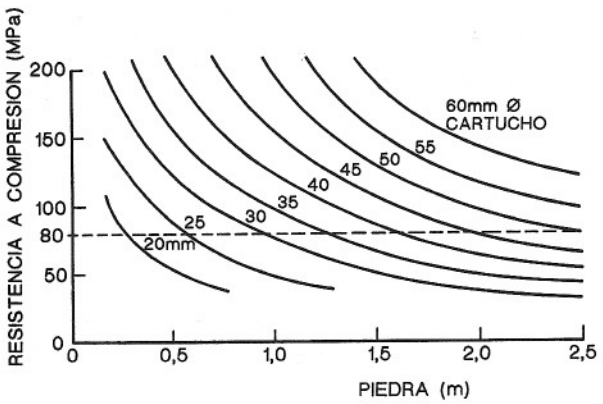


Figura 22.33. Valores de la piedra aconsejados para diferentes rocas y diámetros de los cartuchos de explosivo.

En barrenos de gran diámetro es suficiente normalmente cargarlos con explosivo en un tercio de su longitud. El explosivo actúa como una carga concentrada capaz de fragmentar y proyectar la roca situada entre barrenos.

Una de las ventajas principales derivada del empleo de cartuchos de mayor calibre es la importante reducción en los tiempo de perforación, carga de los barrenos y retacado, como consecuencia del menor número de taladros. En la excavación de túneles y galerías el ahorro de tiempo depende muy estrechamente del avance por pega, pudiendo llegar a ser del 50% cuando estos avances llegan a los 3,5 m, y se usan cartuchos de gran diámetro, Fig. 22.34.

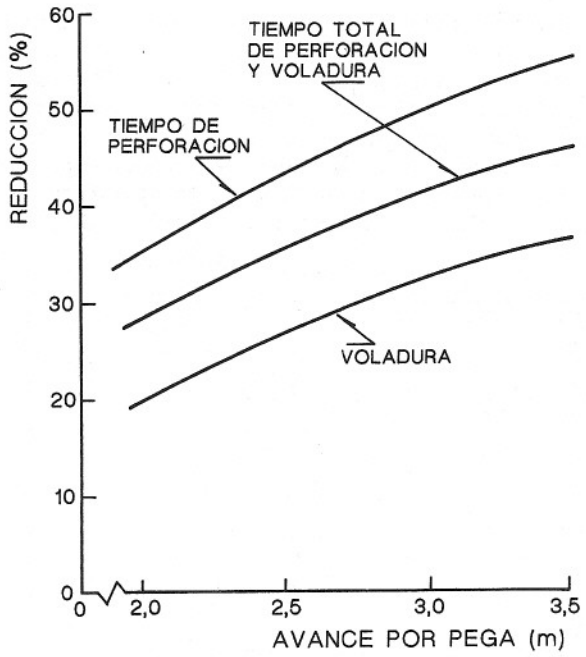


Figura 22.34. *Reducción de los tiempos de perforación y voladura en función del avance de las pegas con cartuchos de gran calibre.*

Finalmente, todas las ventajas técnicas anteriores se traducen en unos menores costes cuando se usan barrenos de mayor diámetro, como consecuencia de:

- Menor longitud de barreno perforada.
- Menor número de detonadores necesario.
- Menores cargas.
- Menor coste de la mano de obra destinada a perforación y voladura.

6. EQUIPOS PARA EL REPLANTEO DE ESQUEMAS DE PERFORACION

Entre los equipos auxiliares de apoyo al replanteo de los emboquilles de los barrenos en labores subterráneas, están disponibles los proyectores de esquemas de perforación. Estas unidades van alimentadas por batería, pudiéndose colocar sobre un trípode, sobre el propio terreno o sobre un vehículo. Una vez marcada la dirección del túnel o galería, se procederá a señalar dos puntos de referencia en el frente y a continuación a proyectar el esquema de barrenos de la pega. La imagen obtenida se enfoca y, a continuación, sobre ella se procede a señalar con pintura los puntos de emboquille de los barrenos.

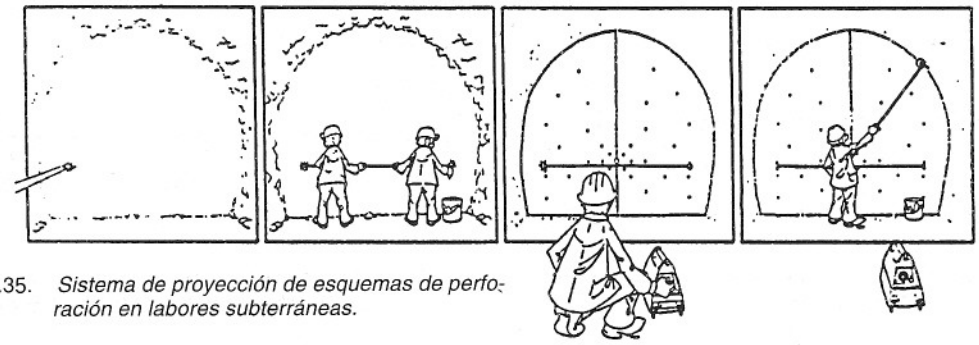


Figura 22.35. *Sistema de proyección de esquemas de perforación en labores subterráneas.*

BIBLIOGRAFIA

— BERTA, G.: «L'Explosivo Strumento Di Lavoro». Italexplosiv, 1985.
— CIL.: «Manuel des Explosifs». Montreal, 1971.
— DU PONT: «Blaster Handbook», 16th edition, 1980.
— EXSA: «Manual Práctico de Voladura». Perú, 1986.
— GREGORY: «Explosives for North American Engineers». Trans Tech Publications, 1983.
— GODOY, S. G., and VIERA, M. D.: «Computerized Model for Design Optimization of Blasting Patterns in Tunnels». Tunnelling'82, 1982.
— GUSTAFSSON, R.: «Swedish Blasting Technique». SPI, 1973.
— HAGAN, T. N.: «Larger Diameter Blastholes - A Proposed Means of Increasing Advance Rates». Fourth Australian Tunnelling Conference Melbourne, 1981.
— HERRMANN, K.: «Precis de Forage des Roches». Dunod, 1971.
— HEMPFILL, G. B.: «Blasting Operations», MacGraw-Hill, 1981.
— HOLMBERG, R.: «Charge Calculations for Tunneling». Underground Mining Methods Hanbook. AIME, 1982.
— LANGEFORS, U., and KIHLSTROM, B.: «Voladura de Rocas». Edit. URMO, 1973.
— LARSSON, B., and CLARK, D. A.: «Cost Savings and Improved Stability Through Optimized Rock Blasting». VME-Nitro Consult, 1982.
— LOPEZ JIMENO, C.: «Cálculo y Diseño de Voladuras en Túneles con Microordenador - Programa DISVOLTUN». I Seminario de Ingeniería de Arranque con Explosivos en Proyectos Subterráneos. Fundación Gómez-Pardo, marzo 1986.
— OLOFSSON, S.O.: «Applied Explosives Technology for Construction and Mining». Applex, 1990.
— PRINZ, J.: «Perspectives d'Avenir du Creusement à l'Explosif». Industrie Minèrale - Les Techniques. Ao'ut-september, 1983.
— ROCKSET INT. SALES AB.: «Información Técnica».
— RUSTAN, A., et al.: «Controlled Blasting in Hard Intense Jointed Rock in Tunnels». CIM Bulletin. December 1985.
— TAMROCK: «Handbook of Underground Drilling», 1983.
— WILD, H.W.: «Sprengtechnik». Verlag Glùkauf, 1984.
— WILD, H.W.: «The Optimal Borehole and Cartridge Diameter». Rock Fragmentation by Blasting. FRAGBLAST'93. Viena. 1993.

Capítulo 23

VOLADURAS EN POZOS Y CHIMENEAS

1. INTRODUCCION

Además de las excavaciones subterráneas para la explotación de yacimientos o para la apertura de cámaras de grandes dimensiones, en cualquier proyecto de aprovechamiento del subsuelo existen labores como son los pozos y las chimeneas verticales o inclinadas que se caracterizan por el trazado lineal de las mismas y las dificultades de perforación.

En las últimas décadas, se han desarrollado numerosos métodos que tienden a la mecanización de los trabajos, mediante la aplicación de técnicas y equipos de perforación especiales, y al aumento de los avances y rendimientos, conjuntamente con las condiciones de seguridad.

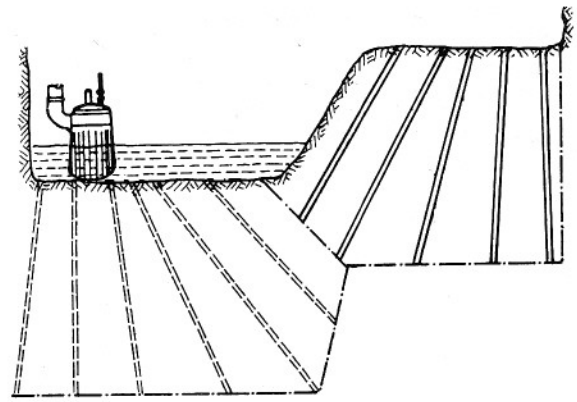


Figura 23.1. *Método de banqueo.*

2. VOLADURAS EN POZOS

Los métodos de ejecución de pozos pueden dividirse en tres grupos:

— Método de banqueo.
— Método de espiral.
— Métodos de sección completa.

2.1. Método de banqueo

Este método es adecuado para pozos de sección cuadrada o rectangular. Consiste en perforar en cada pega la mitad del fondo del piso, que se encuentra a una mayor cota, dejando la otra mitad para la recogida de aguas, si fuera necesario, o como hueco libre.

Las voladuras actúan como en pequeños bancos con un frente libre, desplazando el material hacia el hueco de la pega anterior.

El sistema de perforación suele ser manual con martillos neumáticos.

2.2. Método de espiral

Se aplicó inicialmente en Suecia y consiste en excavar el fondo del pozo en forma de una espiral, cuya altura de paso dependerá del diámetro del pozo y el tipo de terreno a fragmentar. Dentro de cada corte se vuela una sección de la espiral con un ángulo lo suficientemente grande como para que el tiempo que exige realizar un corte completo coincida con un múltiplo entero del tiempo de trabajo disponible.

Los barrenos en cada radio se perforan paralelos y con la misma longitud, ya que siempre existirá una cara libre que en cada posición desciende.

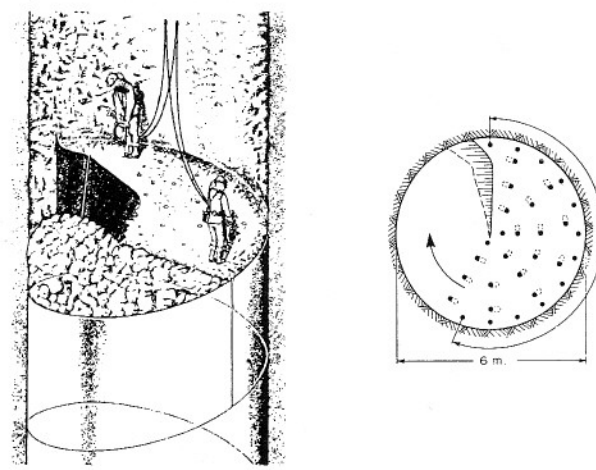


Figura 23.2. *Método de espiral.*

Además de las ventajas de rendimientos y costes que presenta este método, otras particularidades interesantes son que puede sincronizarse la longitud del corte en función de la organización del trabajo, son sencillos los esquemas de perforación y sistemas de voladura y no se necesitan perforistas con mucha experiencia. Por último, como el escombro siempre queda en la parte más profunda el equipo de carga puede trabajar con un alto rendimiento.

2.3. Método de sección completa

Los métodos de sección completa se utilizan con mucha frecuencia en la excavación de pozos tanto de sección rectangular como circular.

Las técnicas de disposición de los barrenos son diversas, pues de forma similar a lo que sucede en el avance de túneles y galerías, es necesario crear inicialmente con algunos barrenos una superficie libre, a no ser que se disponga de un taladro de gran diámetro o chimenea de expansión. Los tipos de voladuras empleados son: con cuele en «V», cónico, paralelo y con barreno de expansión.

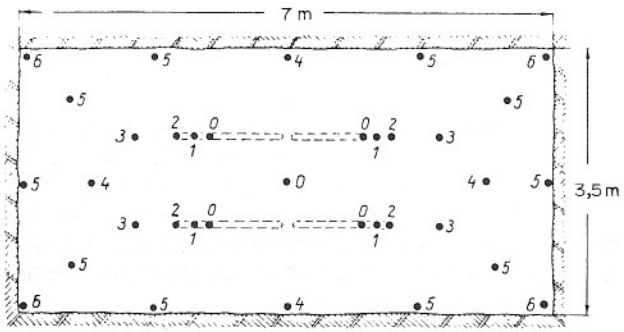


Figura 23.3. *Esquema de perforación en pozo de sección rectangular.*

Los cueles en «V» se aplican a los pozos con sección rectangular. Los planos de los diedros formados por los barrenos inclinados entre 50° y 75°, deben tener direcciones paralelas a las discontinuidades, a fin de aprovecharlas en el arranque.

Los cueles cónicos son los más empleados en los pozos circulares, debido, por un lado, a la facilidad con que se puede mecanizar la perforación de los barrenos y por otro, al menor consumo de explosivo con respecto al cuele de barrenos paralelos. Los taladros se disponen formando en la parte central diversas superficies cónicas invertidas tal como se indica en la Fig. 23.4.

Tanto la profundidad de las pegas como el número de barrenos dependen de un gran número de variables como son: el tipo de terreno, el diámetro de las cargas de explosivo, esquema de voladura, tipo de cuele, organización de los trabajos y sobre todo sección de la excavación.

No pueden darse pues unas reglas concretas para las dos variables de diseño citadas, ya que será preciso ajustarlas en cada caso. A título de ejemplo, el número de barrenos necesarios en la ejecución de una gran cantidad de pozos en Sudáfrica, utilizando cargas de 32 mm de diámetro, puede estimarse con la siguiente expresión (Espley-Jones y Wilson, 1979):

$$NB = 2\,Dp^2 + 20$$

siendo:

NB = Número de barrenos sin incluir los de contorno si se realizan voladuras especiales.

D_p = Diámetro del pozo (m).

En cuanto a la profundidad de perforación en cada pega, Wild (1984) recomienda partir de los valores indicados en la Fig. 23.5.

Este mismo autor aporta un gráfico sobre el consumo específico de explosivo en función de las dimensiones de los pozos. Fig. 23.6.

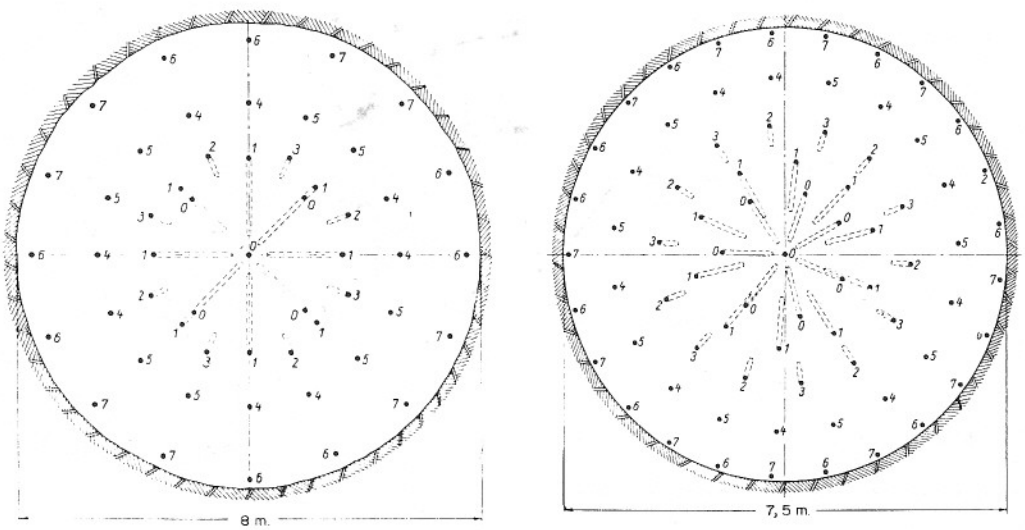


Figura 23.4. *Esquemas de perforación con cueles cónicos.*

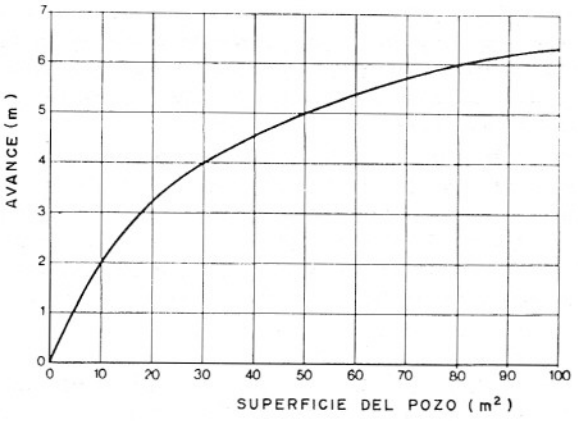


Figura 23.5. *Profundidad de las pegas en función de la sección de los pozos.*

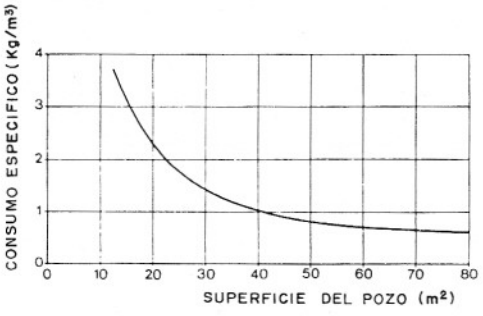


Figura 23.6. *Consumo específico de explosivo en función de la sección de los pozos.*

El cuele de barrenos paralelos trabaja de forma semejante a como lo hacen en las galerías o túneles, Fig. 23.7. Los resultados que se han obtenido hasta la fecha son interesantes, presentando la ventaja adicional de una mayor sencillez de la perforación.

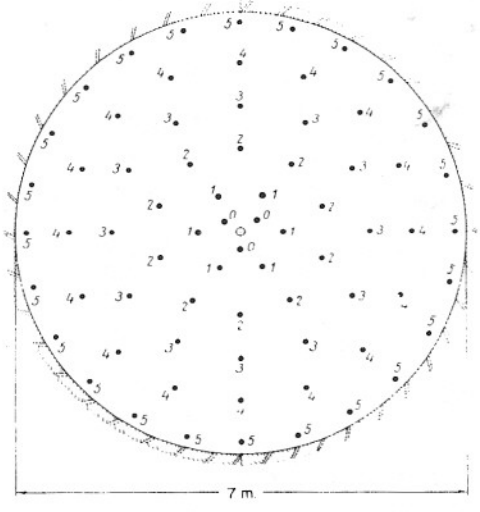


Figura 23.7. *Método de barrenos paralelos.*

Una variante de la anterior la constituyen las voladuras con barreno central de gran diámetro o chimenea. En estos casos se dispone de una cara libre más efectiva que favorece la rotura y desplazamiento de la roca, así como su carga.

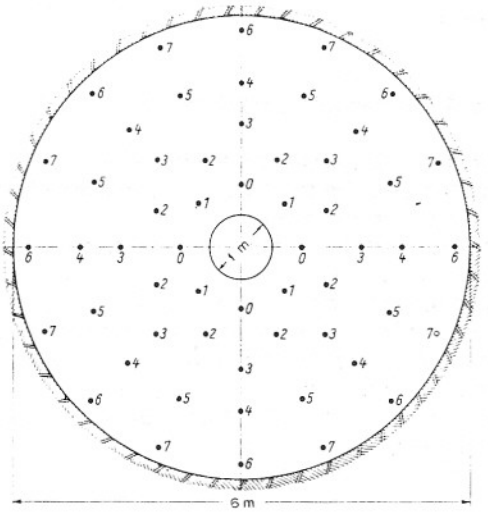


Figura 23.8. *Voladura con chimenea central.*

En lo referente a los explosivos, si se utilizan encartuchados, la relación entre el diámetro de los barrenos y el calibre de los cartuchos pequeños debe estar entre 1,2 y 1,25, o disponer de una holgura de unos10 mm en los grandes. El empleo de hidrogeles a granel es el sistema ideal para reducir el número de barrenos o aprovechar al máximo la perforación.

La conexión de los detonadores se realiza en la mayoría de los casos en paralelo, disponiendo los circuitos en forma de anillos. Fig. 23.9.

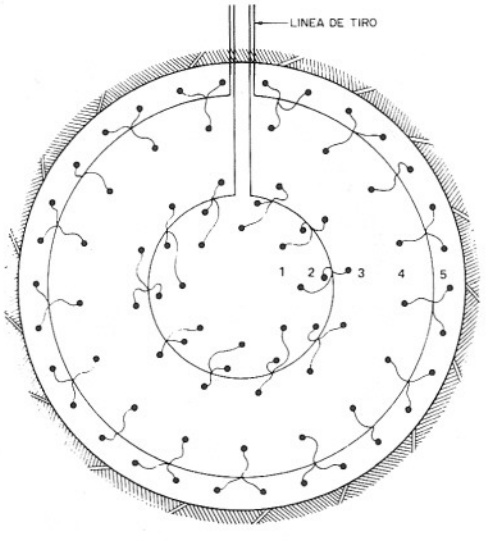


Figura 23.9. *Anillos de conexión en una voladura en pozo.*

3. VOLADURAS EN CHIMENEAS

Se denominan chimeneas a aquellas excavaciones con dimensiones reducidas y una inclinación superior a 45°. Las longitudes de estas labores, que son típicas en minería, son variables y pueden llegar a superar los 100 m. Sirven para unir galerías a distinto nivel cerrando los circuitos de ventilación, para el paso del mineral y estériles, para las aperturas iniciales en las explotaciones por subniveles, etc. En obras civiles también son trabajos que se realizan con frecuencia, sobre todo en las centrales hidráulicas y depósitos de almacenamiento subterráneos.

La excavación de chimeneas ha constituido hasta épocas recientes una de las labores que presentaban mayores dificultades en el arranque con perforación y voladura, hasta la aplicación de los sistemas de barrenos largos.

Los métodos de ejecución se clasifican en dos grandes grupos, según que la perforación se realice en sentido ascendente o descendente:

— **Perforación Ascendente.** Manual, con jaula Jora o con plataforma Alimak.
— **Perforación Descendente.** Barrenos largos con cuele de taladros vacíos, con cuele cráter, voladuras «VCR» y método mixto.

3.1. Métodos con perforación ascendente

Estos métodos eran los tradicionales y los únicos existentes hasta la aparición de los métodos de barrenos largos.

A. Método clásico manual

Se aplica en explotaciones pequeñas donde el número de labores a realizar no justifica la inversión en equipos especiales y las chimeneas son de reducida longitud.

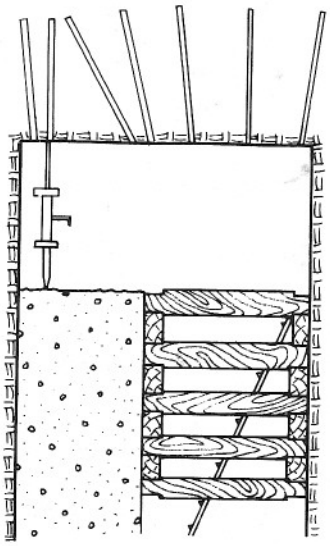


Figura 23.10. *Excavación manual de chimeneas.*

El método consiste en ir levantando una estructura interior de madera, simultáneamente al avance de la excavación, de forma que sirva no sólo de sostenimiento sino incluso de plataforma de trabajo desde la cual se realiza la perforación de los barrenos con martillo de mano y empujadores. Esas estructuras se construyen con unas pasarelas de servicio como las de la Fig. 23.10.

Los barrenos se suelen disponer en «V» o en abanico con unos avances por pega de 1,5 a 2 m y secuencias de encendido como la indicada en la Fig. 23.11.

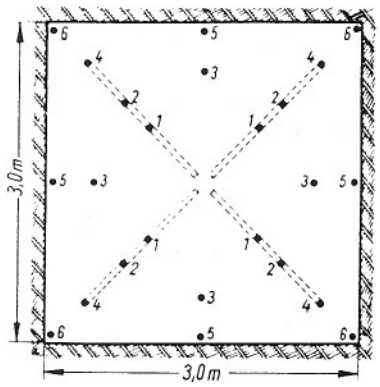


Figura 23.11. *Esquema de perforación y secuencia de encendido en una chimenea con el método manual.*

Este método resulta competitivo en minas pequeñas, pero las condiciones de trabajo son difíciles y requiere un personal muy experimentado.

B. Método de la Jaula Jora

Este sistema se ha descrito anteriomente en el capítulo de equipos especiales de perforación. Consta de una jaula que va suspendida de un cable que pasa a través de un taladro central perforado antes de comenzar la excavación de la chimenea.

Los barrenos se perforan generalmente paralelos utilizando el orificio central de mayor diámetro como cuele, consiguiendo avances por pega de 3 a 4 m, Fig. 23.12.

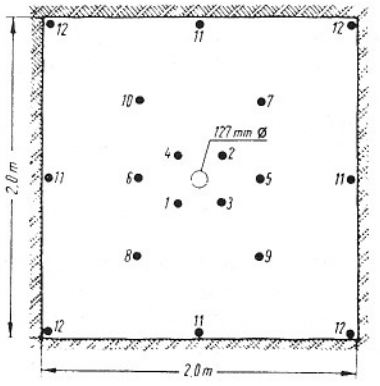


Figura 23.12. *Diseño de voladura con barreno central de gran diámetro.*

El barreno central, además de servir como hueco de expansión en la voladura, resulta ventajoso desde el punto de vista de la ventilación.

C. **Método de la plataforma Alimak**

Consiste en una jaula con plataforma de trabajo que se desliza a lo largo de unas guías fijadas a la pared de la chimenea.

La perforación se realiza mediante martillos pesados y empujadores en barrenos paralelos, consiguiéndose avances por pega de hasta 3 m. En la Fig. 23.13 se indica un esquema típico de disparo.

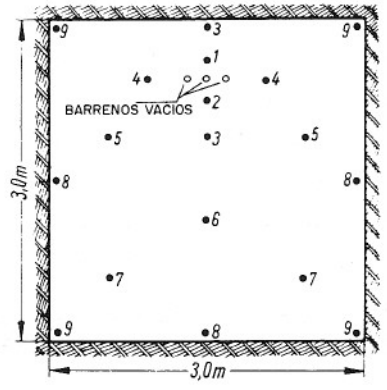


Figura 23.13. *Esquema de disparo con barrenos paralelos.*

Una vez efectuada la pega se ventila el fondo de la chimenea inyectando aire comprimido y agua pulverizada. A continuación, se sube la plataforma y se procede al saneo del techo reiniciándose de nuevo el ciclo de trabajo.

3.2. Métodos con perforación descendente

Los métodos anteriores presentan los siguientes inconvenientes:

— Se desarrollan con ciclos completos de gran duración, perforación, voladura, ventilación y saneo, y por tanto los rendimientos son bajos debido a los tiempos muertos.
— Requieren mucho personal y bastante especializado.
— Las condiciones de seguridad e higiene no son buenas.
— El coste de ejecución es generalmente alto.

Para solventar estos problemas, en la década de los años 70 se iniciaron diversas experiencias perforando los barrenos en toda la longitud de la chimenea y efectuando después las voladuras por fases mediante cargas colgadas.

Lógicamente, estos métodos exigen una gran exactitud de la perforación, lo cual ha llevado a los fabricantes al diseño de equipos y accesorios especiales. Actualmente, las desviaciones pueden mantenerse por debajo del 2% con perforadoras de martillo en cabeza y del 1% con las de martillo en fondo.

A. **Método del cuele de barrenos vacíos**

Esta técnica, que se desarrolló en el avance de túneles y galerías, fue la que primero se aplicó en chimeneas con barrenos largos.

Los barrenos se perforan con equipos de martillo en cabeza con diámetros entre 51 y 75 mm ensanchando los taladros centrales hasta 100 ó 200 mm de diámetro.

Los barrenos se disponen, generalmente, en secciones cuadradas que se disparan por fases en tramos de 2 a 4 m; primero la zona del cuele y a continuación las zonas de franqueo, Fig. 23.14, si bien cuando se posee una gran experiencia es posible ejecutar la voladura a plena sección utilizando detonadores de microrretardo en el cuele y de retardo en la destroza.

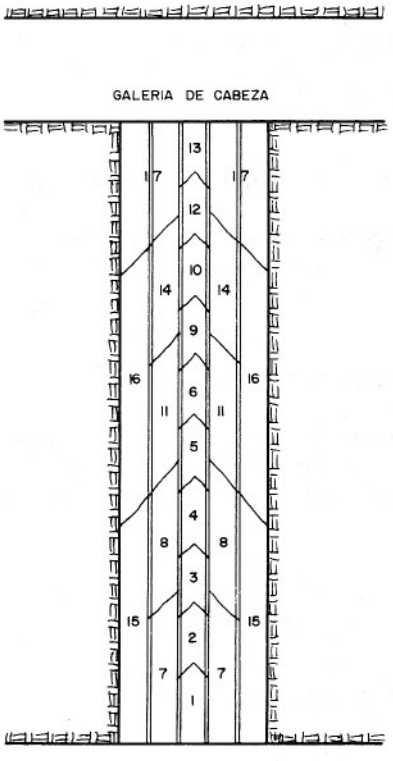


Figura 23.14. *Secuencia de avance de una chimenea.*

Debe evitarse el gran confinamiento de las cargas a fin de que no se produzca la sinterización de la roca. El cierre inferior de los barrenos se realiza con cualquiera de los métodos descritos en el Capítulo de Voladuras de Producción en Minería Subterránea, y el retacado se recomienda hacerlo con agua para eliminar atascos.

Los esquemas de los barrenos del cuele pueden estimarse con la siguiente expresión:

$$S = D_1 + 1{,}25 \times D_2$$

siendo:

S = Espaciamiento entre barrenos (mm).
D_1 = Diámetro de los barrenos con carga (mm).
D_2 = Diámetro del barreno central vacío (mm).

y los barrenos de las secciones de franqueo con la ecuación siguiente:

$$S = 10 \times D_1 + 500$$

En cada sección la piedra se aconseja que no sea mayor que la anchura del hueco contra el cual rompe cada barreno.

Las concentraciones lineales de carga en los barrenos del cuele y destroza se determinan con las dos siguientes expresiones:

$$q_l = 0{,}03 \times D_1 - 0{,}85$$
$$q_l = 0{,}0125 \times D_1 + 0{,}26.$$

donde:

q_l = Concentración lineal de carga (kg/m).
D_1 = Diámetro de los barrenos (mm).

En la Fig. 23.15 puede verse el esquema de tiro de los barrenos de cuele y primera sección de destroza de una chimenea donde el barreno central de expansión es de 150 mm.

El contorno de las chimeneas puede perfilarse con voladuras de recorte disponiendo los barrenos con un espaciamiento medio de «13D».

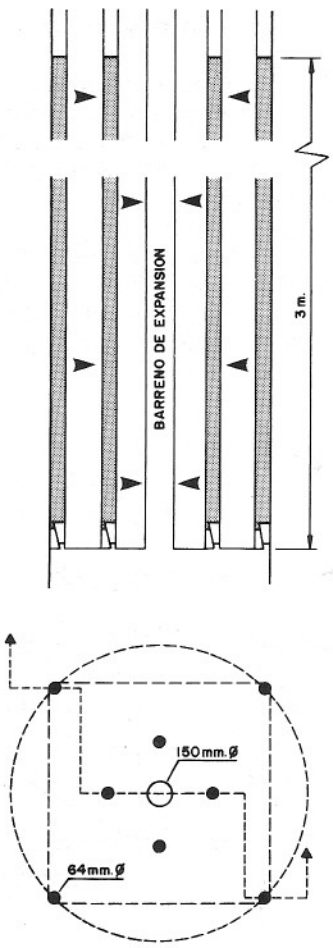


Figura 23.15. *Esquema de perforación y secuencia de encendido en chimenea con barreno central de gran diámetro.*

B. **Método del cuele Cráter**

Consiste en abrir una cavidad de aproximadamente 1 m² con cinco barrenos de diámetros comprendidos entre 65 y 102 mm colocando las cargas de explosivo para que trabajen en forma de voladuras en cráter.

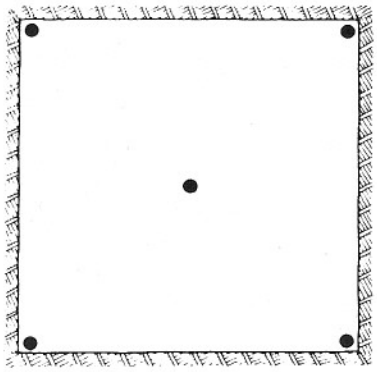


Figura 23.16. *Esquema de perforación en el método del cuele cráter.*

Una vez efectuado el cuele en toda su longitud se lleva a cabo la destroza, empleando los esquemas y las cargas indicadas en el método anterior.

La configuración y situación de las cargas se determinan mediante la teoría de Livingston:

— La longitud de la columna de explosivo debe ser menor de «6D» para que actúen como cargas esféricas.
— La profundidad óptima de la carga es aproximadamente el 50% de la profundidad crítica:

$$D_o = 0{,}5\ D_c$$

— Según la teoría de Livingston la profundidad crítica vale:

$$D_c = E_t \times Q^{1/3}$$

donde:

E_t = Factor de Energía-Tensión.
Q = Carga de explosivo (kg).

— La cantidad de carga «Q» en el barreno, para una densidad de explosivo « ρ_e », vale:

$$Q = \frac{3 \times \pi \times D^3}{2} \times \rho_e$$

tomando un valor medio de ρ_e = 1,3 g/cm³ resulta

que la profundidad óptima en función del diámetro del barreno es aproximadamente:

$$D_o = 13{,}7\ D$$

«D_o» es la distancia entre la cara libre y el centro de gravedad de la carga en el barreno central. En el resto de los barrenos la profundidad aumenta en escalones de unos 10 a 20 cm. Los barrenos no deben estar demasiado próximos para evitar la sinterización de la roca.

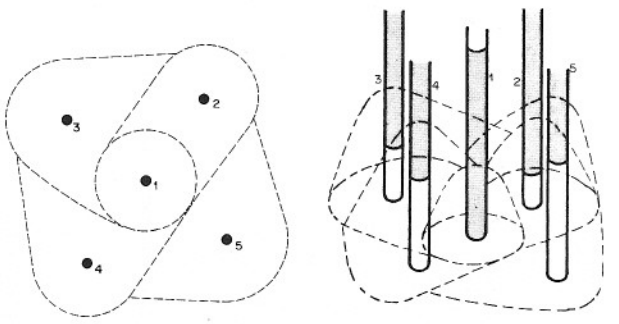


Figura 23.17. *Secuencia de encendido y distancia de las cargas a la cara libre.*

Las ventajas del sistema del cuele cráter frente al método del cuele paralelo son las siguientes:

— Menores costes de perforación, al ser el número de barrenos inferior y eliminar el ensanchamiento por escariado del barreno central, y
— No se precisa una perforación tan exacta.

C. **Método «VCR»**

Paralelamente a la difusión del método de Cráteres Invertidos, en la explotación de yacimientos metálicos se desarrolló el sistema de ejecución de chimeneas «VCR», que se basa en los mismos principios que el método del cuele cráter.

En este caso los barrenos, con diámetros semejantes a los que se utilizan en las voladuras de producción, se disponen en secciones cuadradas con las cargas de explosivo a la misma altura. En la Tabla 23.1 se recogen dos ejemplos reales debidos a Lang (1981), empleando hidrogeles de alta densidad.

TABLA 23.1

	DIAMETRO DEL BARRENO (mm)	
	114	165
Sección de la chimenea	2,40 x 2,40	3,60 x 3,60
Espaciamiento - S (m)	1,20	1,80
Carga de hidrogel por barreno - Q_b (kg)	12	30
Longitud de retacado - T (m)	1,5	1,8
Avance por pega - X (m)	2,10	3,0

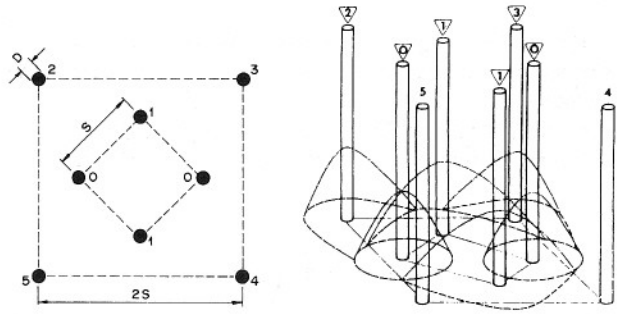


Figura 23.18. *Esquema de voladura en chimenea con el método «VC».*

Las ventajas que ofrece este método frente al anterior son:

— Menores costes de perforación y menor número de barrenos.
— Mayor facilidad de carga del explosivo.
— Ejecución de la chimenea en una sola fase y, por consiguiente, menor tiempo de excavación, y
— Posibilidad de perforar con los equipos de producción de martillo en fondo.

En la Fig. 23.19 se representa el esquema de perforación que se ha utilizado en la mina de Rubiales, para la excavación de chimeneas con barrenos de 165 mm ($6^{1/2}$"). Dicho esquema está constituido por dos mallas

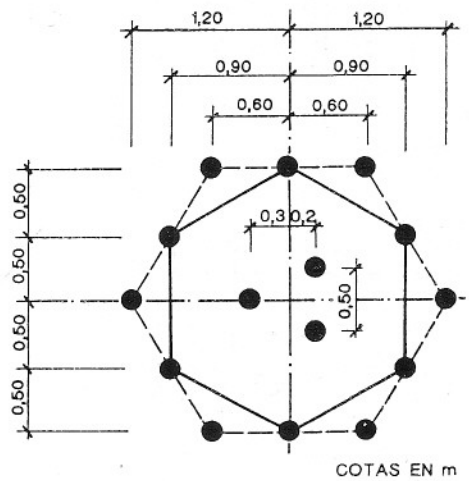


Figura 23.19 *Esquema de perforación de una chimenea de 2 m de diámetro con barrenos de 165 mm (Castells, 1991).*

hexagonales y otra interior triangular. Estas chimeneas se utilizan para la explotación de las cámaras disparando las voladuras de producción hacia el frente abierto por éstas.

En la Tabla 23.2 se recogen algunos datos de interés de las citadas voladuras.

TABLA 23.2

Diámetro de perforación	165 mm
Distancia de la carga al cielo de la cámara	1 m
Longitud de carga	1 m
Relación longitud (diámetro de carga)	6
Carga total de explosivo	21 kg
Tipo de explosivo	Hidrogel encartuchado
Número de cartuchos	3 (7 kg)
Avance por pega	3 m

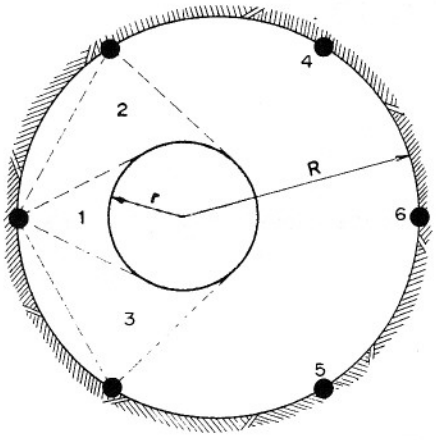


Figura 23.20. *Disparo de voladura con hueco central de gran diámetro.*

D. **Método combinado**

Consiste en la apertura, mediante Raise-Boring, de una chimenea piloto de un diámetro de 1 a 2 m y utilización posterior de dicha labor como hueco de expansión.

El método es aplicado en los grandes proyectos subterráneos de obra pública y en la excavación de pozos o chimeneas de gran sección.

Las ventajas principales que presenta son:

— Esquemas amplios de perforación y, por consiguiente, costes bajos.
— Cargas de explosivo relativamente pequeñas y, por lo tanto, menores daños a la roca remanente.
— Posibilidad de ejecutar el disparo de toda la chimenea de una sola vez.

En la Fig. 23.20 se indica el esquema y la secuencia de encendido de una voladura por este procedimiento. La distancia del primer barreno al hueco excavado mecánicamente debe ser pequeña, pues el frente libre es cóncavo y la roca se encuentra bastante sana después de dicha excavación.

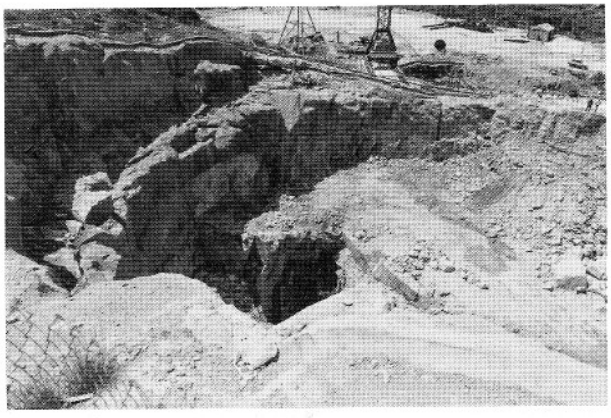


Foto 23.1. *Excavación vertical de destroza aprovechando la superficie libre de una chimenea perforada por Raise Borer (Central Hidráulica de Saucelle. Chimenea de equilibrio).*

BIBLIOGRAFIA

— ATLAS COPCO: «El Cuele Cráter en la Perforación de Chimeneas».
— CASTAÑON, C. y CASTELLS, E.: «Métodos de Perforación y Voladuras empleados en la Mina de Rubiales». IV Seminario de Ingeniería de Arranque de Rocas con Explosivos en Proyectos Subterráneos. Fundación Gómez-Pardo. 1990.
— ESPLEY-JONES, R. C., and WILSON, J. C. B.: «South African Blasting Practice in Shaft Sinking». SEE, 1979.
— GUSTAFSSON, R.: «Técnica Sueca de Voladuras». SPI, 1977.
— LANG, L. C.: «Driving Underground Raises with VCR». SEE, sept. 1981.
— LOPEZ JIMENO, E., y LOPEZ JIMENO, C.: «Las Voladuras en Cráter y su Aplicación a la Minería». VII Congreso Internacional de Mineria y Metalurgia, Barcelona, 1984.
— WILD, H. W.: «Sprengtechnik». Verlag Glukauf GmbH, 1984.

Capítulo 24

VOLADURAS SUBTERRANEAS DE PRODUCCION EN MINERIA Y OBRA PUBLICA

1. INTRODUCCION

Los principales métodos de explotación subterráneos se recogen en la Fig. 24.1. Los criterios que han de tenerse en cuenta en la selección del método a aplicar se refieren por un lado, a la morfología del yacimiento y distribución de las leyes, por otro, a las características geomecánicas de los macizos rocosos, tanto de la mineralización como de las rocas encajantes, y además a los aspectos técnicos y económicos que cada uno de ellos presenta en las condiciones de explotación consideradas.

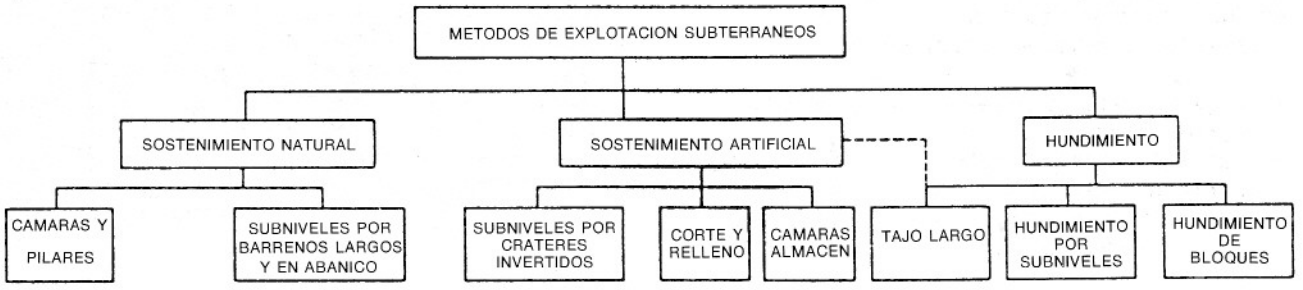


Figura 24.1. *Métodos de explotación subterránea.*

En este capítulo se repasan los principales métodos mineros que se utilizan en la actualidad, haciendo un énfasis especial en aquellos de reciente desarrollo con la aplicación de barrenos de gran diámetro (100 a 200 mm), que han permitido alcanzar un alto grado de mecanización junto a unas productividades elevadas y bajos costes de operación. En la Tabla 24.1 se indican las productividades medias por jornal de cada uno de los métodos.

Por último, se estudian los procedimientos de excavación de grandes cámaras o cavernas para el aprovechamiento del espacio subterráneo con fines no mineros, como son centrales hidráulicas, depósitos de combustibles líquidos, residuos tóxicos y radiactivos, etcétera.

2. METODO DE CRATERES INVERTIDOS

2.1. Voladuras en Cráter

El concepto y desarrollo de las voladuras en cráter, atribuido a C.W. Livingston (1956), permitió hace unos años iniciar una nueva línea de estudio para el mejor entendimiento del fenómeno de las voladuras y la caracterización de los explosivos.

Posteriormente, Bauer (1961), Grant (1964) y Lang (1976) entre otros, ampliaron el campo de aplicación de esta teoría convirtiéndola en una herramienta básica de estudio, tanto en voladuras a cielo abierto como de interior.

Una voladura en cráter es aquella que se realiza con

TABLA 24.1

METODO DE EXPLOTACION	PRODUCTIVIDAD POR JORNAL (t./JORNAL)
	30 — 60 — 90 — 390 — 510 — 540
CIELO ABIERTO	
SUBNIVELES POR VCR O LBH	
HUNDIMIENTO DE BLOQUES	
CAMARAS Y PILARES	
HUNDIMIENTO POR SUBNIVELES	
CORTE Y RELLENO	

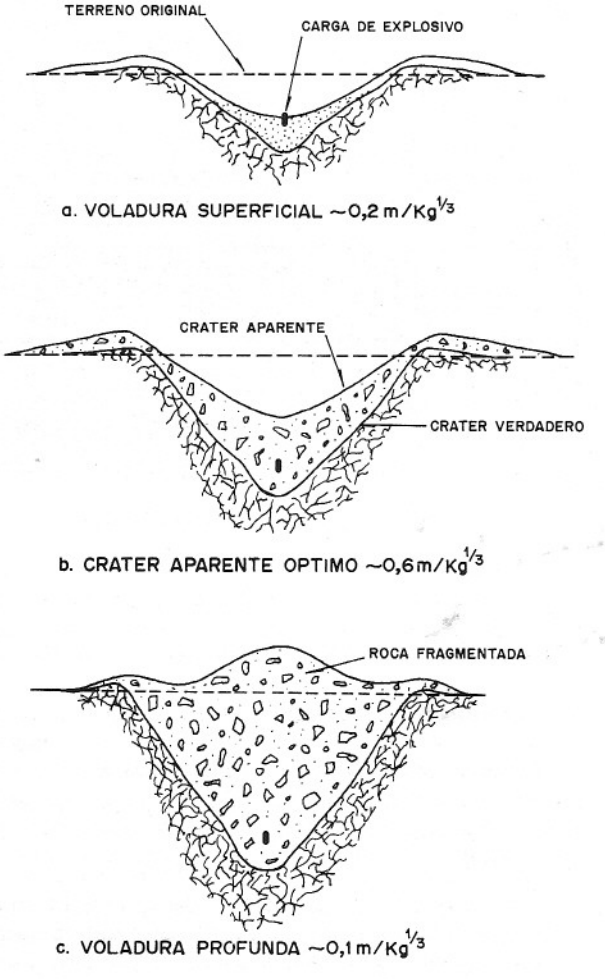


Figura 24.2. *Efecto de la profundidad de la carga sobre la geometría del cráter.*

cargas concentradas, esféricas o cúbicas y con una buena aproximación con cargas cilíndricas no muy alargadas, que son detonadas en el interior del macizo rocoso que se desea fragmentar.

En la Fig. 24.2 se ilustra la influencia de la energía transmitida por el explosivo a la roca, según la profundidad de la carga y el volumen de material afectado por la voladura. Si la carga es muy superficial (a) la mayor parte de la energía se transmite a la atmósfera en forma de onda aérea, y si la profundidad es excesiva (c) toda la energía se aplica sobre la roca, fragmentándola y produciendo una alta intensidad de vibración. Entre ambas situaciones habrá una en la que se conseguirá el cráter de mayor volumen.

En los huecos creados se distinguen tres zonas concéntricas distintas: el cráter aparente, el cráter verdadero y la zona de rotura. Fig. 24.3.

La zona de rotura se subdivide a su vez en la de rotura completa y la de rotura extrema o tensional. En las voladuras con frentes invertidos, las dimensiones de los cráteres se ven influenciados por el efecto de la gravedad y las características estructurales de las ro-

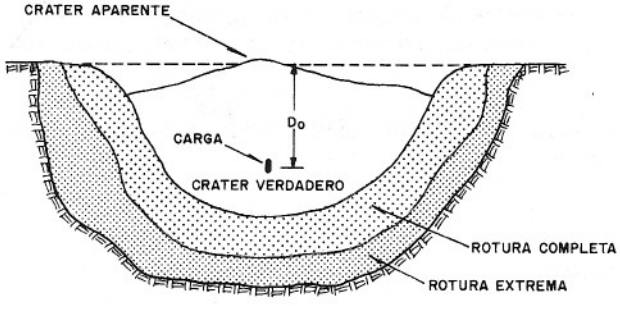


Figura 24.3. *Zonas de un cráter.*

cas, formándose cavidades alargadas de forma elíptica que corresponden a las zonas de rotura extrema o tensional. Fig. 24.4.

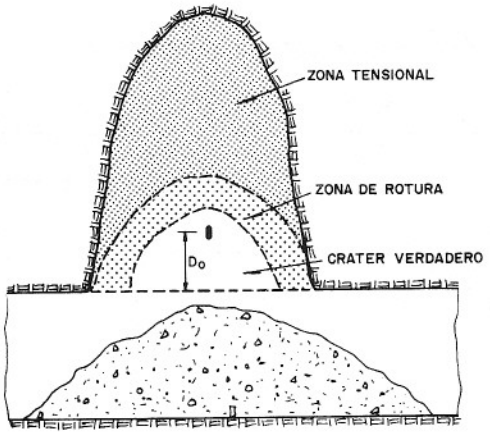


Figura 24.4. *Dimensiones de las cavidades creadas por cargas esféricas con frentes invertidos (Lang).*

Los parámetros básicos de una voladura en cráter son:

— La relación Longitud/Diámetro de las cargas cilíndricas de explosivo no debe exceder de 6 a 1 para que actúen como esféricas.
— La profundidad de las cargas, distancia entre el centro de gravedad y la cara libre, debe ser la óptima, determinándose mediante ensayos aplicando la teoría de Livingston.
— El esquema de perforación se calcula a partir de la profundidad óptima y volumen máximo de los cráteres.

Livingston determinó que existía una relación entre la profundidad crítica «D_c», a la cual se perciben los primeros signos de acción externa en forma de grietas y fracturas, y el peso de la carga de explosivo «Q», de acuerdo con la ecuación empírica:

$$D_c = E_t \times Q^{1/3}$$ (Ecuación de Energía-Tensión).

donde:

E_t = Factor de Energía-Tensión, que es una constante característica de cada combinación Roca-Explosivo.

La ecuación anterior puede escribirse de la siguiente forma:

$$D_g = \Delta \times E_t \times Q^{1/3}$$

siendo:

D_g = Distancia desde la superficie al centro de gravedad de la carga.

Δ = Relación de profundidades, número adimensional igual a «D_g/D_c».

La profundidad de la carga a la que el explosivo maximiza el volumen del cráter «V» se la conoce como profundidad óptima «D_o», entonces:

$$\Delta_o = D_o/D_c$$

donde:

Δ_o = Relación óptima de profundidades.

Foto 24.1. *Prueba de voladura en cráter.*

Para determinar la profundidad óptima de las cargas se realizarán una serie de ensayos en los que se seguirán las siguientes recomendaciones:

— Las pruebas se llevarán a cabo sobre el mismo tipo de roca y con el mismo explosivo que se piense emplear en las voladuras de producción.
— El diámetro de los barrenos será lo mayor posible, por ejemplo de 115 mm.
— La serie de longitudes de los taladros será lo más grande posible para disponer de un amplio rango de profundidades de carga, por ejemplo 15 barrenos comprendidos entre 0,75 m y 4 m con incrementos de 0,25 m.
— Los barrenos se dispondrán perpendiculares al frente libre.

— Las cargas de explosivo tendrán una longitud de «6D» y se retacarán adecuadamente.

Después de efectuar cada prueba, se procederá a medir el volumen del cráter, pasando después a obtener con todos los puntos la curva Volúmenes-Profundidades.

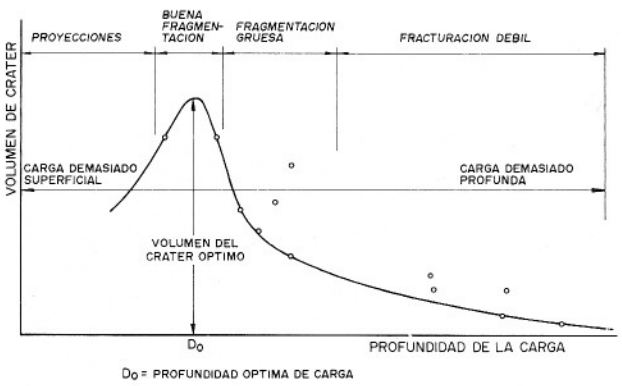


Figura 24.5. *Representación de los resultados de voladuras en cráter.*

Para describir mejor el proceso de rotura de las rocas y la importancia de la forma de las cargas, Livingston propuso también la siguiente ecuación empírica:

$V/Q = E_t^3 \times A' \times B' \times C'$ (Ecuación del Proceso de Fragmentación).

donde:

A' = Coeficiente de aprovechamiento de la energía del explosivo.
B' = Coeficiente del comportamiento del material.
C' = Coeficiente que tiene en cuenta los efectos de la geometría de la carga.

Si las cargas utilizadas son esféricas y la profundidad es la óptima, el valor de «B'» puede determinarse con las ecuaciones anteriores, pues $A' = C' = 1$, $V = V_o$, y por tanto:

$$B' = V/D_c^3$$

Como en este tipo de voladuras es preciso maximizar la energía efectiva desarrollada por unidad de longitud de carga, los explosivos utilizados cumplirán las siguientes características: alta velocidad de detonación, alta densidad y posibilidad de ocupar completamente la sección transversal del barreno.

Los explosivos idóneos para rocas duras son los hidrogeles, las emulsiones y las gomas, y en rocas medias y blandas los hidrogeles de baja densidad y velocidad de detonación. El ANFO tiene un campo de aplicación muy limitado y se utiliza únicamente con rocas blandas.

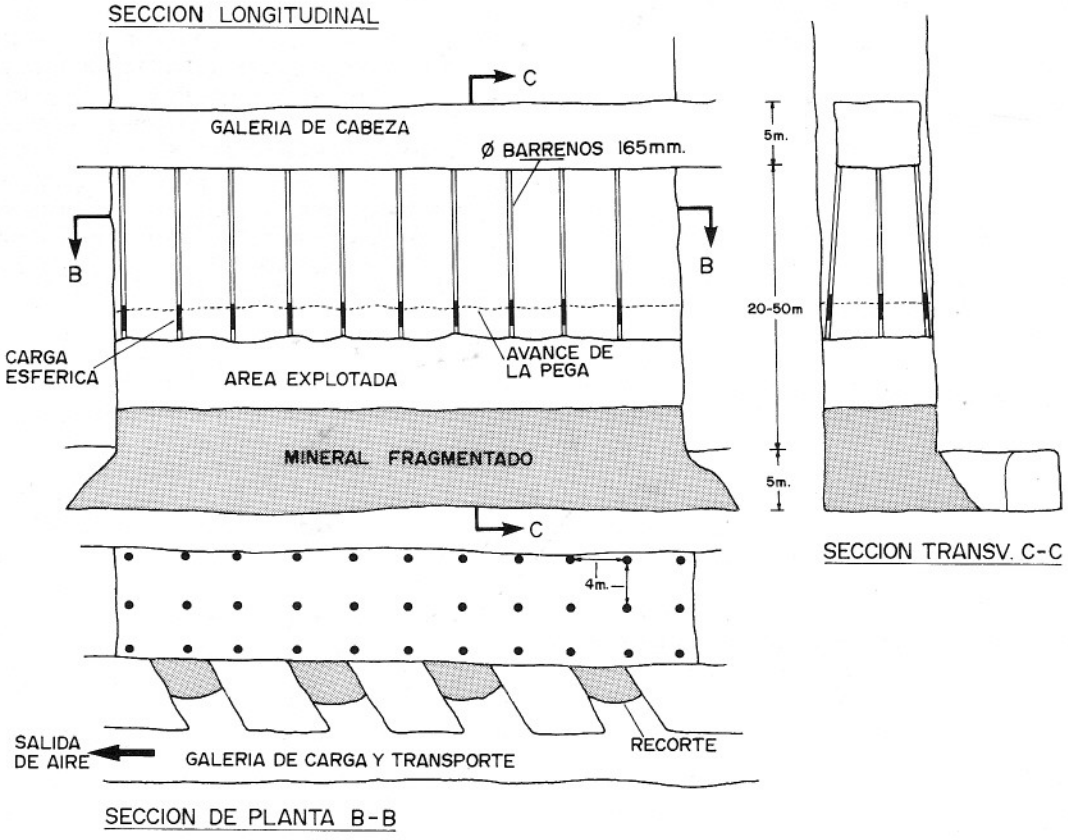


Figura 24.6. *Esquema del método de explotación «VCR».*

2.2. Método de explotación con cráteres invertidos «VCR»

El método consiste, básicamente, en delimitar la cámara de mineral a explotar por un sistema de galerías en dirección a distinto nivel, perforando desde la galería de cabeza toda la serie de barrenos que cubren la cámara y disparándolos en pegas sucesivas ascendentes con cargas alargadas esféricas «L<6D», situadas a la profundidad óptima, de forma que los cráteres creados se solapen definiendo un techo lo más regular posible. Fig. 24.6.

El mineral arrancado se retira por unos recortes perforados desde la galería de transporte hasta los conos-tolva de la cámara. La extracción suele hacerse de forma controlada, evacuando tan sólo el mineral necesario para que el espacio abierto entre el techo del mineral fragmentado y el cielo de la cámara sea suficiente para efectuar la próxima pega y no sea excesivo con el fin de evitar desprendimientos de los hastiales que provocarían la dilución del mineral.

Una vez controladas las desviaciones de los taladros y la altura de corte en cada uno de los cráteres creados en cada pega, se procede a la carga del explosivo, requiriéndose para ello el cierre de los barrenos en la parte inferior, utilizando alguno de los sistemas que se representan en la Fig. 24.7.

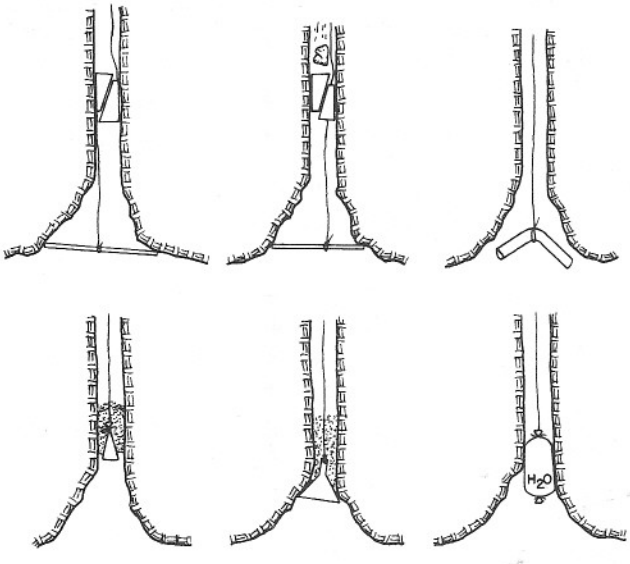


Figura 24.7. *Sistemas de cierre de los barrenos (Mitchell).*

Situada la carga de explosivo a la profundidad adecuada con su iniciador y/o multiplicador, ésta se retacará para mejorar las condiciones de confinamiento con una longitud de material inerte de 12 veces el diámetro del barreno, empleando arena fina o agua para evitar el riesgo de obstrucción. Fig. 24.8.

En este tipo de trabajos no es necesario, como en las voladuras en banco, una determinada secuencia de encendido, debido a las características del mecanismo de rotura de las voladuras en cráter. No obstante,

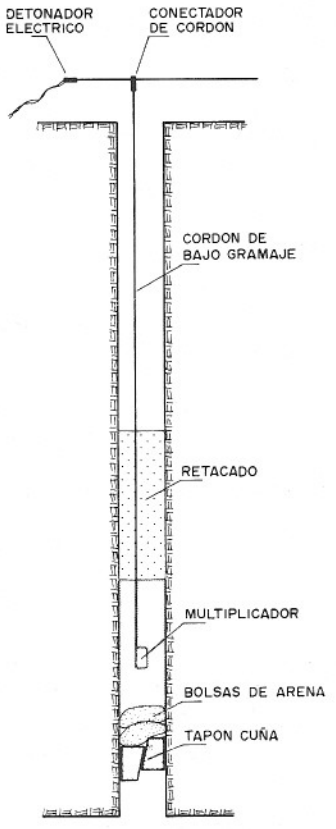


Figura 24.8. *Disposición de la carga dentro de un barreno.*

cuando hay cargas que se encuentran por debajo del nivel medio del cielo de la cámara es recomendable que sean las primeras en dispararse. También es conveniente, cuando sea posible, que cada carga disponga de dos frentes libres pues se mejora sensiblemente la fragmentación. En el esquema de la Fig. 24.9 se representa una secuencia típica en este método, de forma que los barrenos del mismo número tienen dos caras libres, una la superficie del techo de la cámara y otra las paredes de los cráteres de las cargas disparadas previamente.

La rotura de la corona o pilar pestaña que queda directamente debajo de la galería de cabeza requiere la

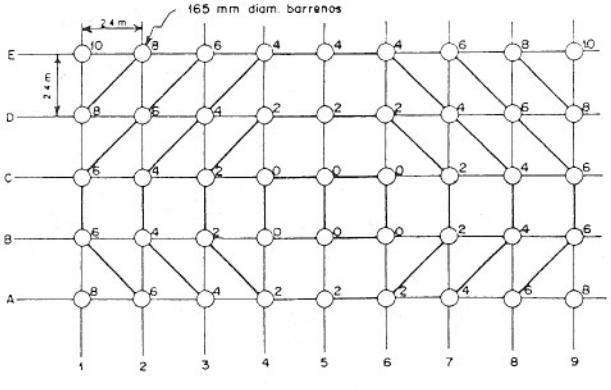


Figura 24.9. *Ejemplo de secuencia de encendido.*

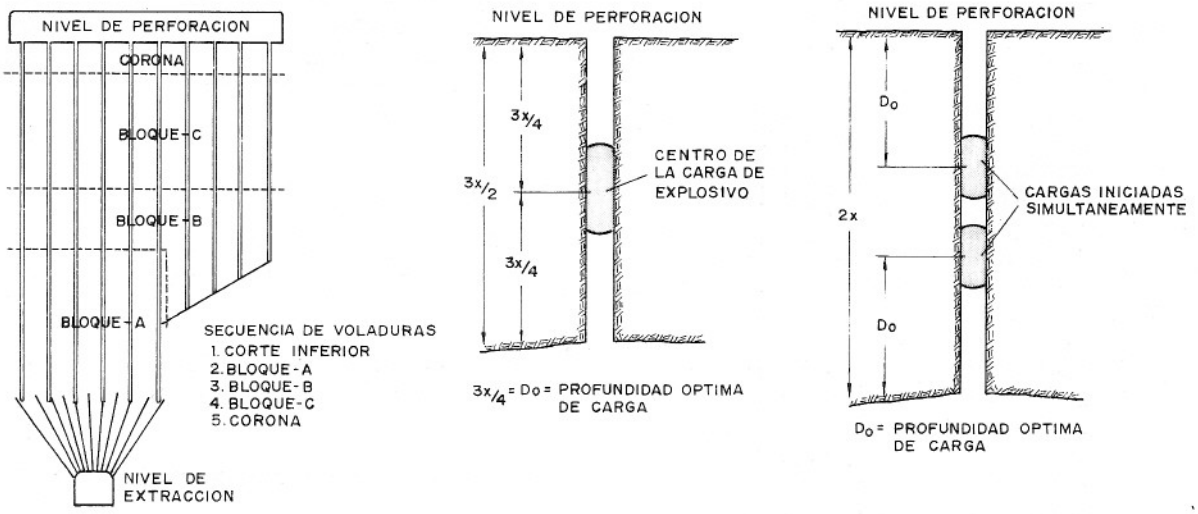


Figura 24.10. *Disposición de las cargas de explosivo en el pilar corona.*

ejecución de voladuras especiales, que pueden diseñarse conociendo el avance vertical medio en cada pega y las dimensiones de la corona. Como guía general pueden seguirse los criterios de la Tabla 24.2.

TABLA 24.2

DIMENSION DE LA CORONA (*)	PROCEDIMIENTO DE VOLADURA
< 1,5 X	Una voladura. Carga colocada simétricamente.
1,6 - 2,0 X	Una voladura. Cargas espaciadas y disparadas simultáneamente.
> 2,0 X	Dos voladuras separadas.

(*) Función del avance medio por pega «X».

2.3. Ventajas e inconvenientes del método «VCR»

Este método presenta las siguientes ventajas:

— Gran seguridad del personal y equipos, salvo en la última voladura en la que se rompe la corona.
— Con cámaras almacén se reduce la protección de los hastiales de la mineralización, ya que el propio material arrancado y esponjado actúa de sostenimiento.
— Como los pesos de las cargas por barreno o retardo son pequeños, los niveles de vibración generados no suelen ser altos.
— La fragmentación es generalmente buena.
— La carga del material sin control remoto puede llegar hasta el 70%, y si los accesos son laterales incluso hasta el 80%.
— Se adapta bien a yacimientos estrechos del orden de 3 a 10 m de potencia, incluso con inclinaciones no muy elevadas, y
— No se necesita perforar chimeneas de cuele.

Por el contrario, los inconvenientes que plantea son:

— Durante la carga del mineral la ventilación no es buena, debiéndose utilizar ventilación secundaria.
— Los daños a los hastiales son importantes, existiendo en ocasiones riesgo de hundimientos.
— El control de leyes resulta difícil, pues el material de cada pega se amontona sobre el de la anterior y se mezcla durante su descenso, y
— Al finalizar la extracción puede desprenderse roca de los hastiales que produce un aumento de la dilución.

3. METODO DE BARRENOS LARGOS

3.1. Método de explotación por barrenos largos «LBH»

El método «LBH-Large Blast Hole» es una aplicación de los principios de voladura en banco a cielo abierto a las explotaciones subterráneas. El método afecta principalmente a la operación de arranque y, en cierta medida, a la preparación de las cámaras, puesto que, en general, sólo se trabaja en dos subniveles, uno de perforación y otro de extracción. Sin embargo, el principio de explotación es el mismo que en el de Cámaras por Subniveles Convencional «Sublevel Stoping».

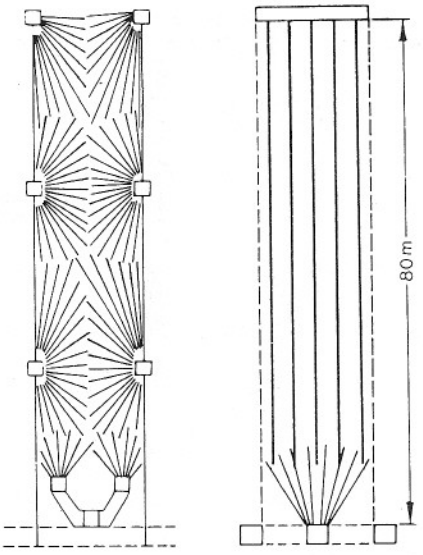


Figura 24.11. *Esquemas de perforación en los métodos de Cámaras por Subniveles Convencional y de Barrenos Largos.*

En el método «LBH» cada cámara se divide en tres sectores claramente diferenciados:

— **Corte Inferior,** que cumple las misiones de ser la zona receptora del mineral fragmentado y de crear la cara libre en el fondo de los barrenos.

— **Sector de barrenos largos,** donde se perforan los taladros de gran diámetro y representa entre el 85 y el 90% del tonelaje de la cámara.

— **Corte lateral,** que sirve como primera cara libre vertical para la voladura, tanto del corte inferior como de la zona de barrenos largos.

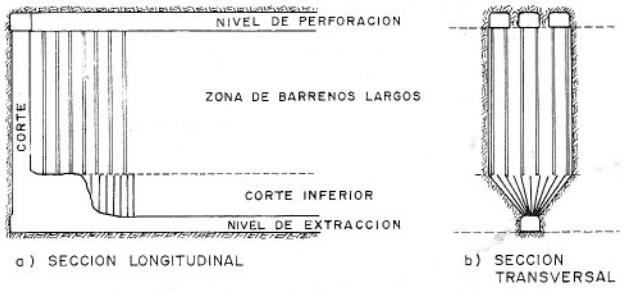


Figura 24.12. *Secciones representativas del método de barrenos largos.*

El corte lateral, o principio de sección, se construye a partir de una chimenea o pocillo con dimensiones que oscilan entre 1,8 y 3,5 m, dependiendo de los casos, y que puede ser excavada con Raise Borer o por el método «VCR», utilizando la propia perforadora de producción.

A partir de la chimenea se crea el corte inferior con tiros verticales en abanico, generalmente de 65 mm, en una malla de 1,5 × 2 m en el fondo de los barrenos. El consumo de explosivo es del orden de unos 800 g/t.

A continuación, con la perforadora de producción se abren barrenos de gran diámetro (165 mm) en una malla triangular.

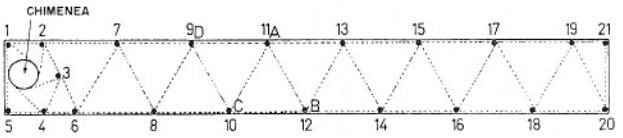


Figura 24.13. *Esquema de perforación y encendido en el corte lateral o principio de sección.*

3.2. Voladuras en el método de Barrenos Largos «LBH»

El cálculo del esquema de perforación en la zona de barrenos largos se realiza, normalmente, aplicando la fórmula de Langefors:

$$B_{max} = \frac{D}{33} \sqrt{\frac{\rho_e \times PRP}{\bar{c} \times f \times (S/B)}}$$

donde:

B_{max} = Piedra máxima (m).
D = Diámetro del barreno (mm).
$\bar{c}$ = Constante de roca. Se toma generalmente:
$\bar{c} = 0{,}3 + 0{,}75$ Rocas medias
$\bar{c} = 0{,}4 + 0{,}75$ Rocas duras
f = Factor de fijación. Barrenos verticales $f = 1$
Barrenos inclinados 3 : 1 $f = 0{,}9$
Barrenos inclinados 2 : 1 $f = 0{,}85$
S/B = Relación entre Espaciamiento y Piedra.
ρ_e = Densidad de carga (kg/dm^3).
PRP = Potencia relativa en peso del explosivo

El valor de la piedra práctica se obtiene a partir del valor máximo, aplicando una corrección por la desviación de los barrenos y error de emboquille:

$$B = B_{max} - 2D - 0{,}02\ L$$

siendo «L» la longitud del barreno.

El espaciamiento «S» se determina con la expresión:

$$S = 1{,}25\ B$$

El esquema de perforación influye en el dimensionamiento de las galerías o cortes del nivel superior de perforación.

La voladura en banco en este método no precisa la rotura del pie y, por tanto, sólo es necesaria la carga de columna. Los explosivos que más se utilizan son: el ANFO para rocas duras y medias y el ALANFO para

rocas muy duras. En el caso de existir presencia de agua en los barrenos, se puede introducir la carga en una vaina de plástico o bien emplear hidrogeles y emulsiones de baja densidad.

El principal inconveniente que presenta este tipo de voladuras es el nivel de vibraciones generado por la gran cantidad de explosivo que puede alojarse en los barrenos.

Estas vibraciones dan lugar a unos esfuerzos dinámicos que pueden producir daños en las labores subterráneas o instalaciones próximas.

Este problema se resuelve mediante el seccionado de las cargas con retacados intermedios o espaciadores de madera. Con un estudio de vibraciones debe determinarse la cantidad máxima de explosivo que puede constituir cada carga elemental, observando lo siguiente:

— La relación Longitud de carga/Diámetro debe mantenerse por encima de 20 para obtener una buena fragmentación.
— El volumen de roca situado frente a los retacados intermedios tiende a empeorar la fragmentación.
— Una subdivisión muy grande de los barrenos, aumenta la complejidad de la operación de carga y del sistema de iniciación.

La longitud y tipo de retacado intermedio entre cargas seccionadas debe ser tal que:

— No se produzca la detonación por simpatía o desensibilización de las cargas adyacentes iniciadas en tiempos distintos.
— El volumen de roca a lo largo de la columna de retacado se fragmente de forma adecuada.
— El material de retacado tenga una granulometría próxima a «1/20 D», y sea inhibidor de las explosiones secundarias, por ejemplo, caliza triturada, si fuera necesario.

Así pues, los criterios de dimensionamiento serán, en función del tipo de explosivo, los siguientes:

TABLA 24.3.

EXPLOSIVO	RETACADO INTERMEDIO
ANFO	12 a 15 D
HIDROGELES	16 a 18 D

Las cargas elementales por retardo oscilan entre los 100 y 200 kg y se llevan a cabo en la práctica según la Fig. 24.14.

La iniciación de las cargas puede realizarse mediante detonadores eléctricos dentro de los barrenos o con un sistema no eléctrico, como por ejemplo detonadores Nonel, cordón de bajo gramaje con multiplicadores temporizados, etc. En todos los casos se necesitan multiplicadores y es recomendable usar dos por cada carga.

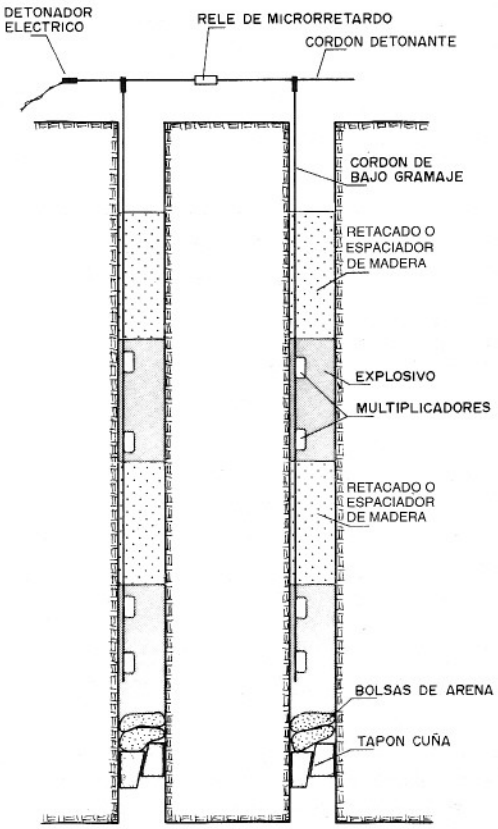


Figura 24.14. *Seccionado de cargas.*

Las ventajas de los métodos de iniciación no eléctricos son las siguientes:

— Disminuye el riesgo de accidentes por salida prematura de los detonadores.
— Se reduce el tiempo de carga de la voladura.
— Son fáciles de manejar.
— No se necesita explosor secuencial.

La secuencia de encendido de la voladura es desde el fondo hacia arriba, recomendándose, según la Du Pont, los siguientes tiempos de retardo:

— Cargas de un mismo barreno ..... 50 ms.
— Cargas adyacentes de la misma fila ..... 10 ms.
— Cargas entre filas ..... 75 ms.

En el caso de disparar voladuras de una sola fila con cargas de columna continuas, la secuencia será tal que la iniciación comenzará por el centro de la fila, Fig. 24.15a. Cuando la probabilidad de corte es mínima por encontrarse los elementos de retardo dentro de los barrenos, el daño a los pilares puede reducirse colocando un tiempo de retardo grande en los barrenos de los extremos, Fig. 24.15 b.

En voladuras de filas múltiples en las que cada barreno contiene una carga de columna continua, la disposición de un solo retardo por carga dificulta el sistema de iniciación y aumenta la probabilidad de cortes por los

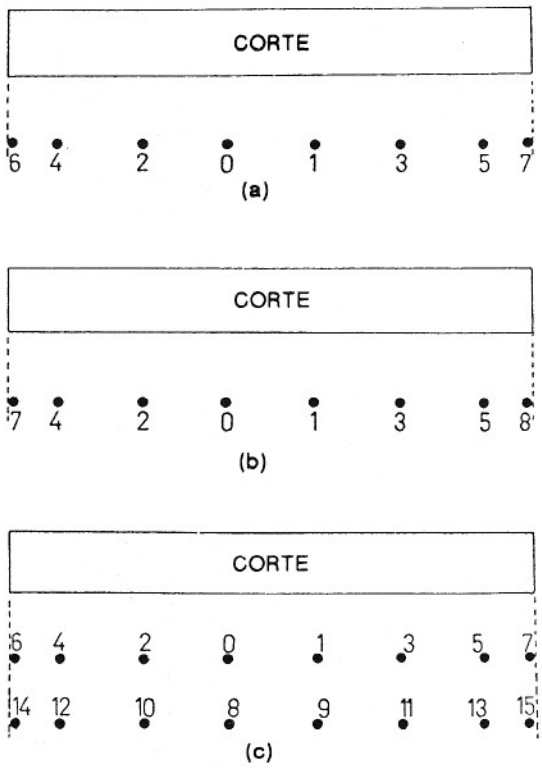


Figura 24.15. *Secuencias de iniciación de voladuras con cargas continuas por retardo: (a) voladura estándar, (b) extra-retardo en los barrenos de contorno de los pilares y (c) voladura múltiple.*

múltiples retardos existentes entre un barreno de la primera fila y el próximo en la siguiente, Fig. 24.15c.

3.3. Ventajas e inconvenientes del método de Barrenos Largos «LBH»

Las principales ventajas del método de barrenos largos son:

— Gran seguridad en los trabajos y regularidad en la producción.
— Altas productividades y rendimientos de arranque por metro lineal perforado.
— Grandes alturas de banco, de hasta 70 m, que posibilitan disparar voladuras de gran tamaño.
— Menores daños a la roca remanente, al disponer las voladuras de dos caras libres y poder diseñar los barrenos con cargas desacopladas.
— Posibilidad de cargar un 80% del volumen de roca arrancada sin control remoto.
— Menor consumo específico de explosivo que con el método «VCR».
— Empleo de explosivos como el ANFO de menor coste que los hidrogeles o emulsiones.
— Menores costes de perforación y voladura, y
— Buen control de las leyes y baja dilución del mineral.

La principal desventaja que presenta es que se produce un apelmazamiento del material después de la voladura, por la caída del mismo desde gran altura.

4. SUBNIVELES CON BARRENOS EN ABANICO

El sistema es aplicable en yacimientos subverticales con hastiales que poseen buenas características, de forma que una vez extraído el mineral quedan cámaras abiertas de grandes dimensiones, similares a las de los métodos «VCR» y «LBH».

La perforación se realiza desde las galerías de preparación de los subniveles en forma de abanicos con barrenos ascendentes, descendentes o en ambos sentidos, cuyas longitudes se adaptan al contorno de la mineralización. Con el fin de disminuir las labores de preparación, que son costosas, se intenta que los barrenos tengan una gran longitud.

Las perforadoras que se utilizan son de diseño especial, con varillaje extensible y bocas de 51 a 64 mm. La separación entre secciones de perforación oscila generalmente entre 1,2 y 1,8 m.

El emboquille, la orientación y la desviación de los barrenos son algunos de los condicionantes operativos para obtener buenos resultados en las voladuras. De ahí, la necesidad de emplear sistemas de orientación y accesorios especiales y no perforar barrenos con longitudes superiores a los 25 m.

Las voladuras se llevan a cabo con una cara libre, siendo necesario realizar el desescombro parcial de las pegas precedentes.

El rendimiento de arranque por metro lineal perforado es bajo, debido a que el espaciamiento pro-

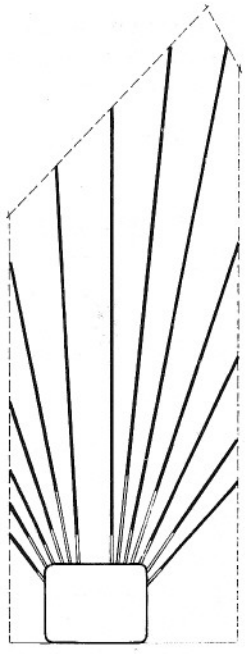


Figura 24.16. *Explotación por subniveles con barrenos en abanico.*

yectado disminuye conforme nos aproximamos al emboquille, no utilizándose una parte de los barrenos en el arranque.

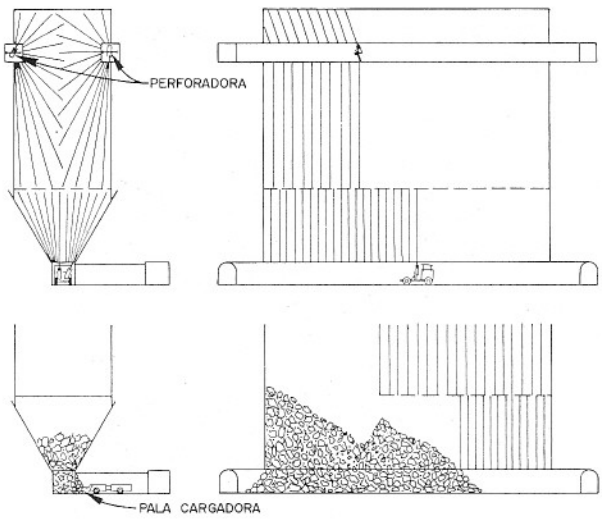


Figura 24.17. *Detalle de un esquema de perforación.*

El cálculo de los esquemas de perforación se realiza a partir del consumo específico de explosivo necesario, que es función del tipo de roca, longitud de perforación y anchura de la voladura.

$$CE = CE_o + 0{,}03\ L + \frac{0{,}40}{AV}$$

donde:

CE = Consumo específico de diseño en el fondo del barreno y en un quinto de la longitud del mismo. Expresado en kg/m^3 de explosivo gelatinoso.

CE_o = Consumo específico base de la roca, calculado a partir de la Tabla 24.4.

TABLA 24.4

TIPO DE ROCA	CONSUMO ESPECIFICO BASE CE_o (kg/m^3)
— Fisurada y dura	0,60
— Con juntas	0,55
— Fracturada	0,5
— Relativamente homogénea	0,45
— Homogénea y dura	0,40
— Blanda y homogénea	0,35

L = Longitud de los barrenos (m).

AV = Anchura de la pega (m).

El esquema en el fondo se calcula a partir de la concentración lineal de carga «q_l» que se espera alcanzar, haciendo

$$A_e = S \times B = \frac{q_l\ (kg/m)}{CE\ (kg/m^3)}$$

cumpliéndose la relación:

$$\frac{S}{B} = 1{,}3 \text{ a } 2$$

siendo:

S = Espaciamiento (m)

B = Piedra (m)

Cuando «S = 2B» se suelen obtener buenos resultados y entonces «$A_e = 2B^2$», de donde se despeja el valor de la piedra para después calcular el espaciamiento.

La carga de columna se diseña entre un 50 y un 75% de la carga de fondo, con una longitud adecuada para obtener una buena fragmentación.

Para disminuir los costes de perforación, es preciso aprovechar al máximo la misma, basándose en sistemas mecanizados de carga.

Los explosivos más utilizados, y equipos de llenado de los barrenos, son los siguientes:

— Gelatinosos encartuchados con cargadoras neumáticas.

— Hidrogeles y emulsiones encartuchadas con cargadoras neumáticas.

— Hidrogeles y emulsiones a granel con unidades de bombeo.

— ANFO a granel con cargadoras neumáticas.

Recientemente, Hagan ha propuesto la perforación de barrenos en abanico con esquemas de perforación según triángulos equiláteros reorientados. En la Fig. 24.18, puede verse el esquema convencional de perforación.

Los inconvenientes que presentan estos esquemas son los siguientes:

— La distribución de la energía del explosivo sólo es óptima dentro de un cilindro de roca de radio «r». Conforme dicha magnitud disminuye el esquema se hace cada vez más inadecuado.

— Cuando el sector que se perfora en abanico tiene un ángulo menor de 360°, Fig. 24.19, la distribución de la energía en los extremos de dichos abanicos (e.g. en el volumen ABC de la Fig. 24.18) es deficiente y, consecuentemente, la fragmentación y el desplazamiento insuficientes.

— Conforme la distancia entre cargas en un abanico disminuye, existe un aumento de la probabilidad de que una carga inicie, desensibilice o robe la piedra de otras cargas adyacentes. En cualquiera de esas circunstancias el rendimiento de arranque y los resultados de la voladura se ven negativamente afectados.

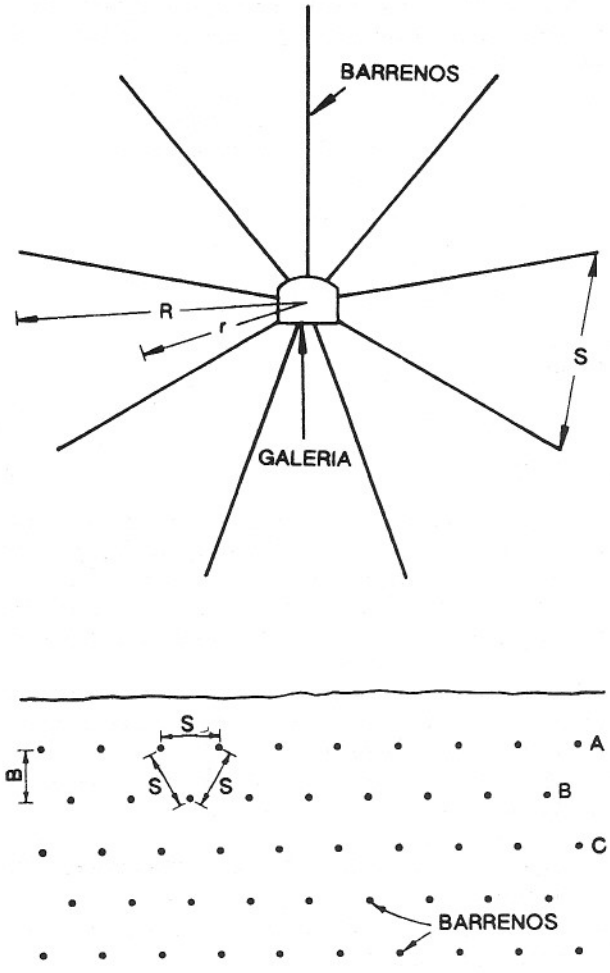


Figura 24.18. *Barrenos perforados en abanico en planos paralelos según una malla convencional de triángulos equiláteros. (Hagan, 1988).*

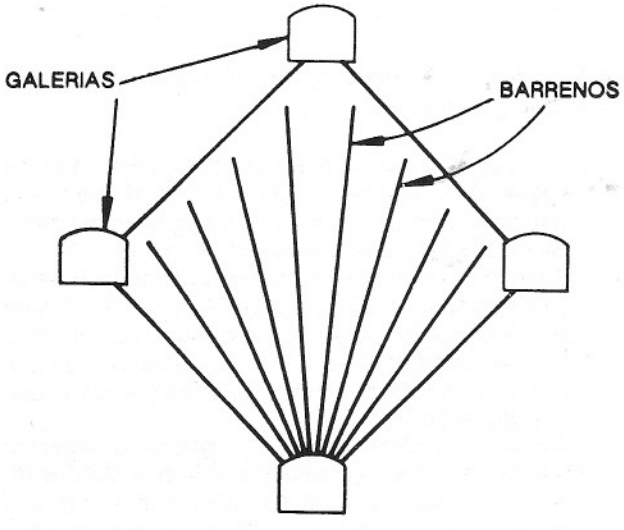


Figura 24.19. *Sector de perforación con barrenos en abanico con un ángulo central menor de 360°. (Hagan, 1988)*

En la Fig. 24.20 se puede ver como los abanicos paralelos están desfasados unos de otros al perforarse con un esquema en triángulos equiláteros, obteniéndose un valor de la relación «S/B» en los emboquilles igual a 1,155.

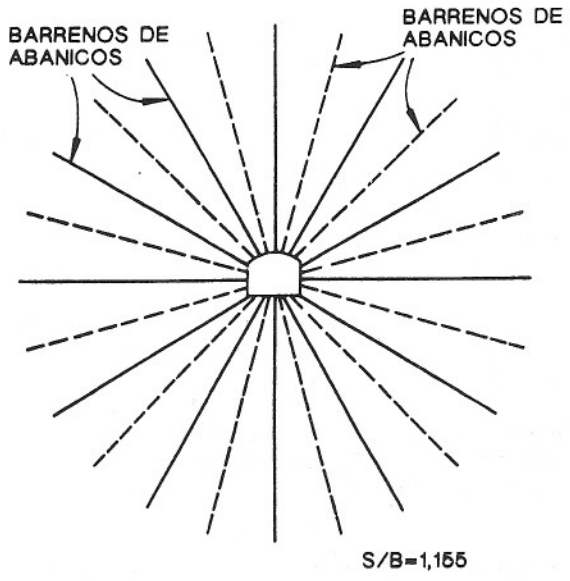


Figura 24.20. *Abanicos paralelos perforados con un esquema convencional y valor de S/B en los emboquilles igual a 1,155. (Hagan, 1988).*

En la Fig. 24.21 se muestra como en la zona de emboquille los valores de «S/B» y «θ» disminuyen conforme «r» decrece desde «R» hasta 0. Esta disminución se traduce en una menor energía liberada, un aumento entre los tiempos de detonación previstos y reales, mayor cantidad de energía perdida en forma de vibraciones y proyecciones, y peor distribución de la energía útil del explosivo.

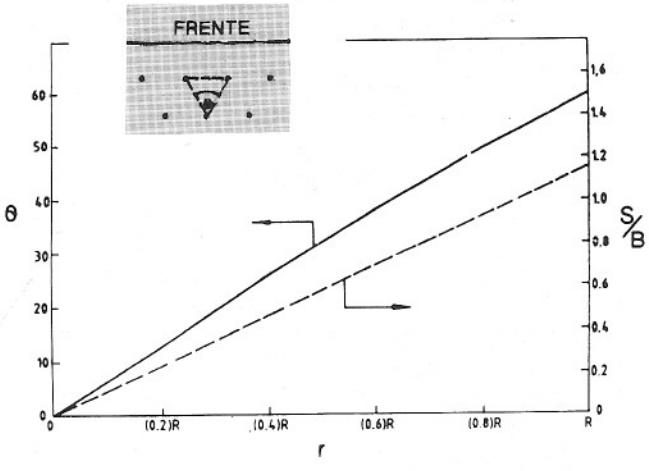


Figura 24.21. *Valores de «θ» y «r» para diferentes relaciones «S/B» en los emboquilles. (Hagan, 1988).*

Mediante una rotación de 30° de los triángulos equiláteros con respecto a la línea del frente, se llega al esquema de perforación de la Fig. 24.22.

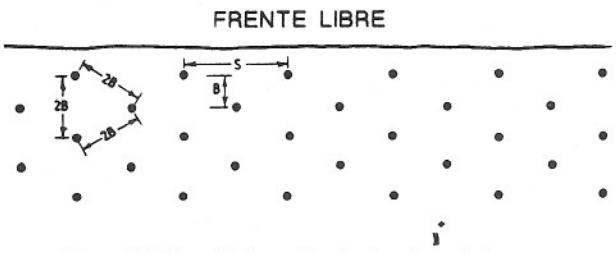


Figura 24.22. *Perforación de abanicos de barrenos en malla de triángulos equiláteros reorientados. (Hagan, 1988).*

Con estos esquemas se alcanzan valores de S/B = 3,464, con las siguientes ventajas:

— Para cualquier valor de «r» la distancia mínima entre cargas es mayor, para una relación «S/B» en el emboquille de 3,464, Fig. 24.23. Por esto, la probabilidad de que la detonación de una carga inicie o dañe a otra adyacente con tiempo de salida posterior es más pequeña. Para los esquemas reorientados la distancia mínima entre cargas se refiere entre abanicos adyacentes si se cumple R > r > 0,3 R o dentro del mismo abanico, como sucede en los esquemas convencionales, si r<0,3R. Cuando «S/B» es inferior a 1,0, la capacidad de una carga para iniciar o dañar a otra adyacente aumenta de forma muy rápida.

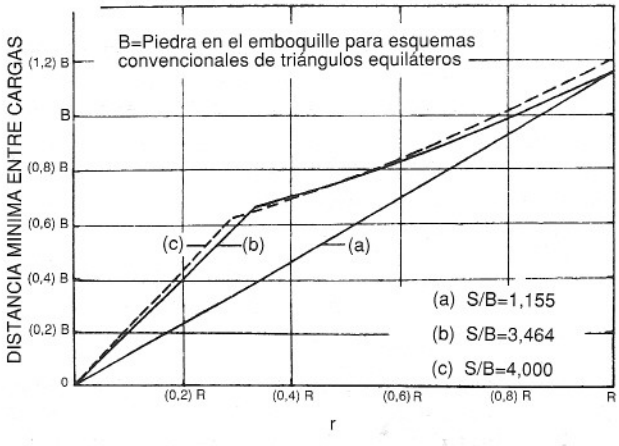


Figura 24.23. *Distancia mínima entre cargas para diferentes esquemas de perforación y valores de «r». (Hagan, 1988).*

— Cuando la relación S/B en el emboquille es mayor de 2,4, parte del mineral es fragmentado por secciones de cargas cerca del emboquille que salen hacia frentes biplanares cóncavos equilibrados. Conforme S/B aumenta de 2,4 a 4,0, el porcentaje de mineral que es fragmentado por este camino aumenta desde el 0% hasta el 64%. Esto sólo sucede con los esquemas reorientados.
— Conforme «r» disminuye, los barrenos se desvían de su esquema inicial reorientado, pero pasan a través de un esquema convencional triangular equilátero sobre una superficie cilíndrica teniendo un radio r = 0,3 R.

De todo lo expuesto se deduce que los esquemas reorientados con relaciones «S/B» en el emboquille próximos a 3,5 permiten un mejor aprovechamiento de la energía del explosivo, dando lugar a unos costes de perforación y voladuras menores y, también, problemas potenciales de inestabilidad y vibraciones más pequeños.

5. METODO DE CAMARAS Y PILARES

En yacimientos horizontales o inclinados de sales, potasas, calizas, hierro, etc., que no superan los 30° y las rocas tengan unas características geomecánicas resistentes, los minerales pueden extraerse excavando grandes cámaras y dejando pilares para soportar los hastiales.

Los pilares se disponen según esquemas regulares, generalmente, cuadrados, circulares y en algunos casos rectangulares. Su dimensionamiento constituye uno de los aspectos más importantes, pues condiciona la recuperación del mineral y estabilidad de la explotación.

En depósitos horizontales o con poca inclinación, el desarrollo consiste únicamente en la apertura de galerías para la extracción y el transporte del mineral. Esto se hace frecuentemente conectando esas labores con los huecos de accesos anteriores. Las dimensiones de las excavaciones corresponden a la anchura y altura de las galerías y la maquinaria empleada está constituida por jumbos de varios brazos y carros perforadores, con lo que el grado de mecanización alcanzado suele ser grande.

Los yacimientos inclinados se dividen verticalmente en niveles, desde los que se desarrollan las galerías de transporte sobre el hastial de muro. Esas galerías sirven de acceso a las áreas de producción, donde la explotación continúa en sentido ascendente hasta el nivel contiguo superior. La perforación para las voladuras en estas áreas se realiza con martillos instalados sobre empujadores. La mecanización en este método

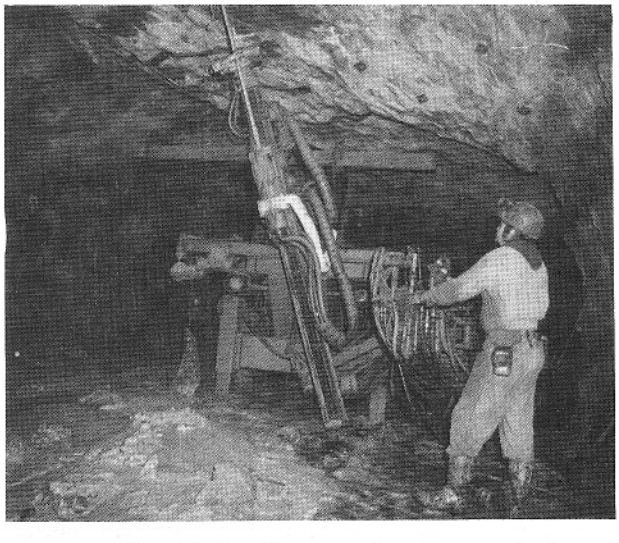


Foto 24.2. *Perforación de un barreno ascendente.*

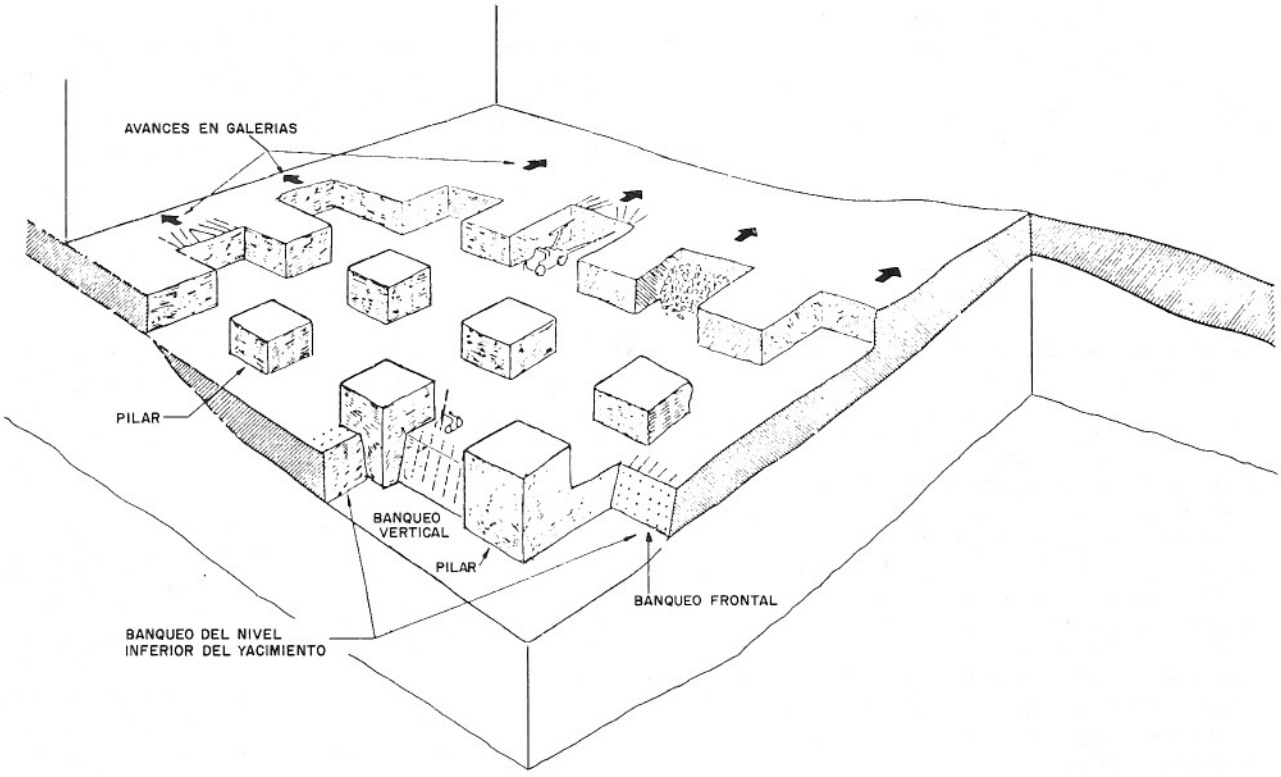


Figura 24.24. *Método de explotación por cámaras y pilares.*

no es grande, por lo cual se requiere mucha mano de obra y las productividades no son elevadas.

Una variante del método de cámaras y pilares en yacimientos inclinados es la constituida por galerías en pendiente, que sirven de acceso a las zonas de explotación y son remontables por los jumbos. Desde esas galerías se desarrollan otras horizontales y escalonadas siguiendo el techo del mineral.

En depósitos de gran potencia, las excavaciones no se pueden realizar con los jumbos en una sola fase, por lo que la explotación se divide verticalmente, recuperándose el nivel inferior por banqueo. Este banqueo se realiza con carros convencionales y barrenos verticales, o con jumbos y barrenos horizontales. Fig. 24.24.

En estos métodos de explotación el empernado de techos es una técnica que se aplica de forma extensiva para mejorar la estabilidad, por lo que además de la perforación de producción deberá considerarse la parte correspondiente a tales labores.

6. METODO DE CORTE Y RELLENO

Este método se desarrolló originalmente en Canadá a finales de los años 50. Consiste en la excavación del mineral por subniveles horizontales ascendentes, rellenando con estériles el hueco producido por la extracción de los subniveles más profundos, de forma que esos materiales actúan como soporte de los hastiales y como plataforma de trabajo de los equipos de perforación, carga y transporte. El relleno que más se utiliza es el de tipo hidráulico por la facilidad de transporte y posibilidad de mezclar con un pequeño porcentaje de cemento.

Las ventajas que presenta este método son:

— Alta recuperación del mineral.
— Control de leyes y dilución.
— Mecanización de las operaciones.
— Reducción de los problemas de estabilidad de los hastiales y hundimiento en superficie, y
— Ventilación sencilla y eficaz.

Para la perforación y voladura pueden emplearse dos sistemas: perforación vertical en el techo, a modo de banco invertido, y perforación horizontal, como en un banco girado 90°.

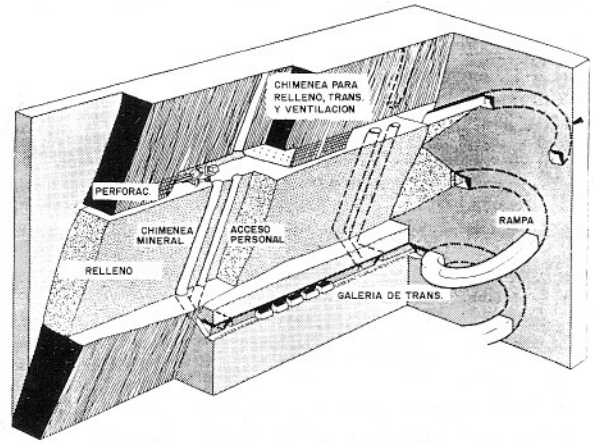
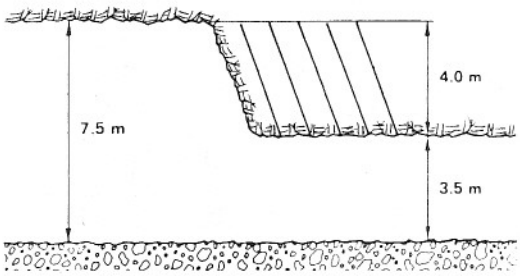


Figura 24.25. *Método de explotación por corte y relleno.*



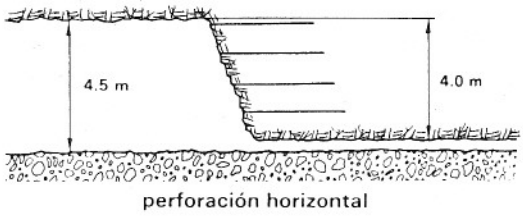


Figura 24.26. *Sistemas de perforación y voladura.*

El primer sistema tiene la ventaja de permitir la perforación de un gran área con bastante anticipación respecto a las operaciones de voladura y carga. La cantidad de mineral arrancado puede ser tan grande o pequeña como se desee. La perforación no suele superar los cuatro metros en vertical, pues la altura total de la excavación resultaría excesiva, y los barrenos se disponen con una inclinación entre 50° y 65°. Un inconveniente de este sistema es la irregularidad y mal estado del techo que generalmente queda después de cada voladura. En algunas minas es necesario reforzar previamente la masa de mineral con cables cementados para evitar hundimientos de éste.

El segundo sistema, consiste en la perforación de barrenos horizontales con longitudes iguales a los de las varillas, es decir menores también a los 4 m, y disparo hacia la superficie libre inferior. El volumen de cada voladura es limitado, ya que debe perforarse desde el frente. Las ventajas de este sistema alternativo son: la superficie del techo más regular, la menor altura del hueco abierto, mejor selectividad y recuperación del mineral.

Aunque para la perforación pueden utilizarse martillos manuales y empujadores con diámetros de barrenos de 29 a 33 mm, lo normal es emplear vagones perforadores y jumbos con diámetros mayores, entre 33 y 64 mm.

Los explosivos utilizados van desde los convencionales y los hidrogeles, hasta el ANFO, con consumos específicos que varían entre los 200 y 260 g/t.

Cuando la perforación se hace vertical el retacado de los barrenos se realiza con tacos de arcilla.

7. CAMARAS SUBTERRANEAS EN PROYECTOS DE OBRA PUBLICA

Durante las últimas décadas se ha producido un aumento de la utilización del espacio subterráneo para proyectos muy diversos.

— Centrales hidráulicas.
— Almacenamiento de combustibles.
— Depósitos de residuos tóxicos y radiactivos.
— Refugios atómicos.
— Instalaciones militares.
— Aparcamientos subterráneos, etc.

Según la altura de las cámaras éstas se clasifican en:

— Pequeñas, con altura total menor a los 10 m.
— Grande, con dimensiones en vertical de hasta 60 m o más.

7.1. Cámaras pequeñas

Este tipo de cámaras se asimilan a túneles de gran sección, realizándose las excavaciones por los mismos procedimientos. Generalmente, la excavación se divide en fases comenzando en la parte superior con una galería piloto (1) y destrozas laterales (2), para seguir en la parte inferior con un banqueo por barrenos horizontales o verticales (3).

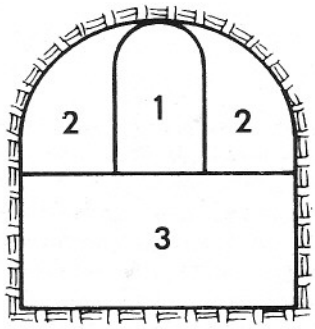


Figura 24.27. *Fases de excavación de una cámara pequeña.*

A fin de no dañar la roca y disminuir el espesor de los revestimientos de hormigón, se efectúan voladuras con recorte en los perfiles definitivos proyectados.

El banco inferior se arranca una vez finalizada la sección superior o con un cierto desfase sobre la misma. La explotación de este banco puede realizarse con barrenos horizontales, utilizando el mismo jumbo de las otras secciones, o con barrenos verticales, empleando un carro de superficie. Los diámetros de perforación más comunes son para los barrenos horizontales de 32 a 45 mm y para los verticales de 50 mm.

7.2. Grandes cámaras

En el caso de grandes cámaras los métodos utilizados consisten en ejecutar las excavaciones de arriba hacia abajo en fases descendentes, con sistemas de perforación y voladuras distintos, Fig. 24.28.

Las fases 1 y 2 se llevan a cabo con perforación horizontal y salida de escombros por la galería piloto o de calota. Las fases 3, 4 y 5 son ejecutadas general-

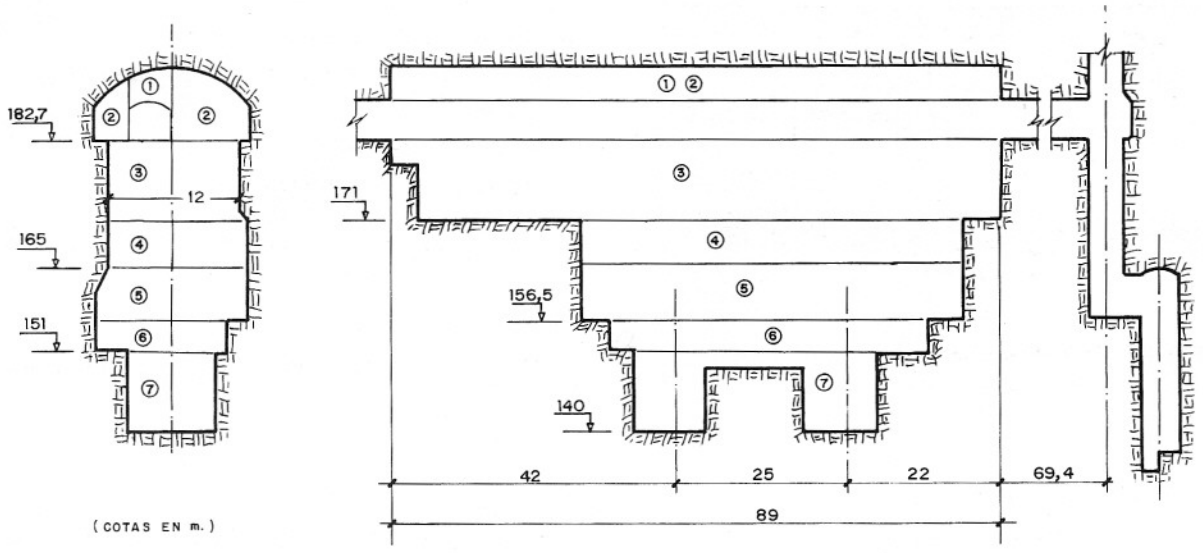


Figura 24.28. *Fases de excavación de Aldeadávila II. (Cortesía de Iberduero, S. A.).*

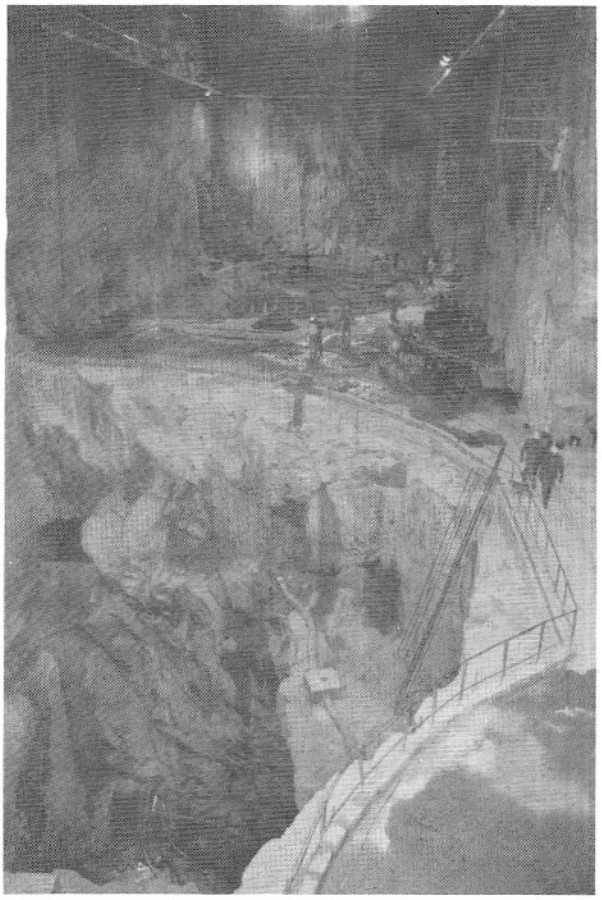


Foto 24.3. *Central hidráulica de Saucelle (Iberduero, S.A.).*

mente con perforación vertical, con salida de escombro por los diferentes niveles de acceso, que en el caso de las centrales hidráulicas pueden ser los de alternadores, tramos inferiores de tuberías forzadas, galerías de drenaje, etcétera.

Los procedimientos de excavación varían según la calidad de la roca, pero en cualquier caso se realizan siguiendo la premisa de ir asegurando la estabilidad del contorno según se desciende. La excavación de la parte alta o bóveda se recomienda que se realice por fases, como ya se ha indicado, a partir de una galería que se aprovecha como reconocimiento. Si el terreno es bueno, se suele hacer un bulonado sistemático del paramento con gunitado sobre malla metálica, y si la roca es mala, la excavación se hace por tramos transversales dejando entre ellos otros sin excavar hasta que se hormigonen las bóvedas de los ya abiertos.

En las centrales hidráulicas la terminación de la calota depende de la alternativa elegida para el apoyo de

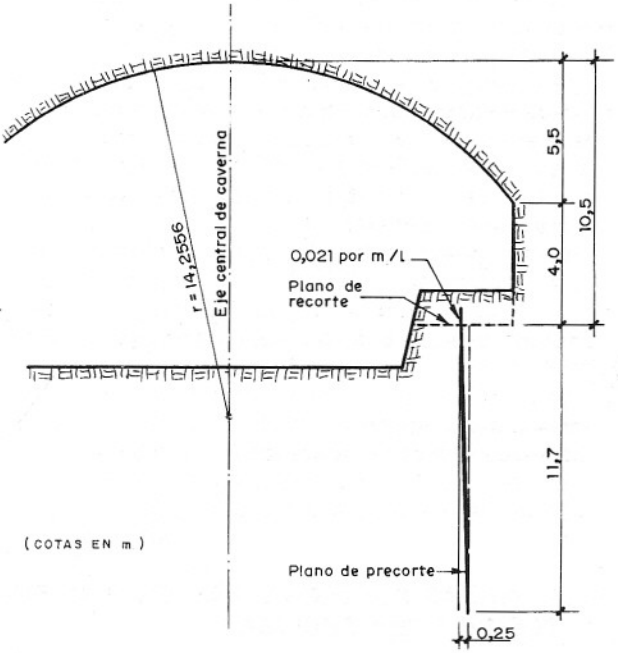


Figura 24.29. *Detalle de cámara con viga carril apoyado en roca. (Cortesía de Iberduero, S. A.).*

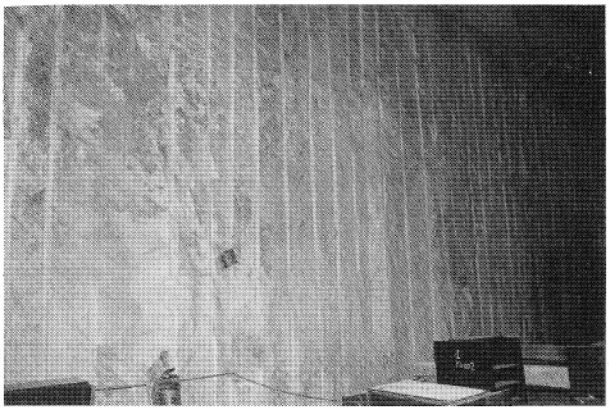


Foto 24.4. *Hastiales con precorte en la Central de Saucelle (Iberduero, S.A.).*

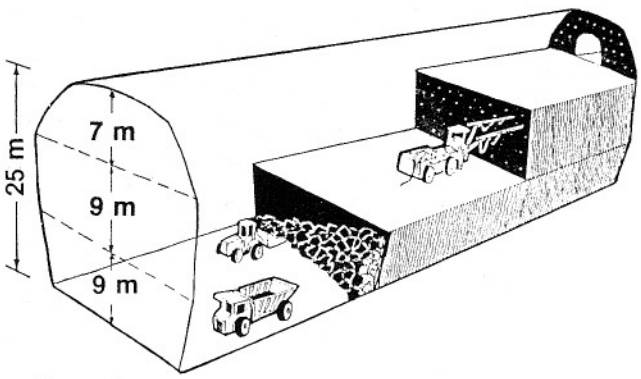


Figura 24.30. *Excavación de una cámara con dos bancos y perforación horizontal con jumbo.*

las vigas carriles de los puentes grúa. El caso más difícil es aquel en que se apoyan sobre la propia roca. En este caso, por debajo del nivel de calota se realiza una excavación en trinchera para después efectuar dos recortes, según dos planos horizontales, y dos precortes, generalmente, en los planos verticales. De esta manera se perfilan las esquinas de la roca garantizando su integridad y responsabilidad resistente.

La excavación en banco es la más fácil y, por lo tanto, se utilizará tanto como sea posible. La altura de los bancos no suele ser muy grande, pues las voladuras se hacen con unas condiciones de confinamiento relativamente elevadas, suelen existir galerías que inciden en la caverna central y además es preciso asegurar los hastiales conforme la excavación progrese hacia abajo. Por estos motivos, se simultanea la perforación horizontal y la vertical, al margen de la disponibilidad de equipos de perforación distintos.

Para la evacuación de los escombros de las partes bajas de las centrales hidráulicas, se recomienda adelantar en los programas de excavación los accesos inferiores, que pueden llevarse a cabo simultáneamente a los trabajos en las partes superiores de las cavernas.

En cuanto a los calibres de los barrenos los rangos más comunes son: para la perforación horizontal de 32 a 45 mm y para la vertical de 50 a 65 mm.

BIBLIOGRAFIA

— ATLAS COPCO: «Manual Atlas Copco». 4.ª edición, 1984.
— BOTIN, J. A.: «Método VCR y de Barrenos Largos en Minería». I Seminario de Ingeniería de Arranque con Explosivos en Proyectos Subterráneos. Fundación Gómez Pardo, 1986.
— BRYCE, R. C.: «Blast Hole Stoping and Filling in Weak Ground». CIM. Meeting, 1985.
— CROCKER, C. S.: «Vertical Crater Retreat Mining at the Centennial Mine». MCJ, june 1979.
— ESPA, A.: «La Implantación del Método de Cráteres Invertidos en la Mina de Almadén». J.M.M., Huelva, 1980.
— FORA, J.: «Excavaciones de Cámaras en Centrales Subterráneas». I Seminario de Ingeniería de Arranque de Rocas con Explosivos en Proyectos Subterráneos. Fundación Gómez-Pardo, marzo 1986.
— GUILFOYLE, K. S., and BRADFORD, N. L.: «Production Blasting at Isa Mine». Underground Operators Conference. AIMM, 1982.
— GUSTAFSSON, R.: «Técnica Sueca de Voladuras». SPI, 1977.
— GUSTAVSSON, K.: «Sublevel Stoping in the Stiassa Mine». First. Int. Symp. on Rock Fragmentation by Blasting, 1983.
— HAGAN, T.N.: «Optimising the Yield and Distribution of Effective Explosion Energy in Fans and Rings of Blastholes». The AusIMM, Explosives in Mining Workshop, Melbourne, Victoria. 1988.
— HERMANSON, L.: «Production Drilling with High Accuracy». First Int. Symp. on Rock Fragmentation by Blasting, 1983.
— HARRIES, G., and HAGAN, T. N.: «Some Considerations of Blasting with Large Diameter Blasthole Underground». A.M.F., 1979.
— JULIA, J. E., y ROJAS, F. S.: «Explotación con Tiros Largos de Gran Diámetro en la Mina El Soldado-Chile», Revista Minerales, vol. 39.
— JORGERSON, G. K.: «A Review of Vertical Crater Retreat Mining». M.C.J. July, 1981.
— KELLY, J. G., et al.: «Surface Crown Pillar Blast at Shervitt's Fox Mine», 1986.
— LAFRANCE, R.: «Application of Large-Diameter Boreholes in Underground Mines». CIM, Bulletín. January 1984.
— LANG, L. C.: «The Application of Spherical Charge Technology in Slope and Pillar Mining». E/MJ, may 1976.
«Spherical Charges Development Vertical Crater Retreat Method in Slope and Pillar Mining». SEE, 1978.
«Vertical Crater Retreat: An Important New Mining Method», Underground Mining Methods Handbook, AIME, 1982.
— LOPEZ JIMENO, E., y LOPEZ JIMENO, C.: «Las Voladuras en Cráter y su Aplicación a la Minería». VII Congreso Internacional de Minería y Metalurgia, Barcelona, 1984.
— LOPEZ JIMENO, C., y ABAD, M.: «El Seccionado de Cargas: Una Técnica Eficaz para Disminuir el Nivel de Vibraciones en Voladuras», Canteras y Explotaciones, noviembre 1986.
— MACLACHLAN, et al.: «Spherical Charge Cratering-Plane and Angle Geometry Involvind Small Scale Single and Row Tests». CIM, Bulletin, may 1981.
— MITCHELL, S. T.: «Vertical Crater Retreat Stoping as Applied at the Homestake Mine». Homestake Mining Co. 1980.

«Vertical Crater Retreat Stoping Proves Successful at Homestake Mine». ME, november 1981.
— NEINDORF, L. B., and STEVENS, P.: «Current Drilling Practice at Isa Mine». Underground Operators Conference, AIMM, 1982.
— NIKLASSON, B.: «Besok Vid Nagra Australiensiska Gruvor Som Tillämpar Kratersprängnings Metoden». SveDeFo, 1982.
— PAGE, C. M.: «An Adaptation of Big Hole Blasting Underground». Int. of Mining and Metallurgy, april 1982.
— QUINTANA, H.: «Grandes Excavaciones Subterráneas en Minería». II Seminario de Ingeniería de Arranque de Rocas con Explosivos en Proyectos Subterráneos. Fundación Gómez-Pardo, 1987.
— SANMARTIN, V. C.: «Diseño de Grandes Voladuras». II Curso sobre Control de Vibraciones Producidas por Voladuras, Fundación Gómez-Pardo, 1983.
— REDPATH, B. B.: «Application of Cratering Characteristics to Conventional Blast Design». Monograph on Rock Mechanics Applications in Mining, 1977.
— SINGH, K. H.: «Evaluation of Blasthole Stoping Alternatives». Anaconda Minerals Co., 1985.

VOLADURAS DE CONTORNO

1. INTRODUCCION

La energía no aprovechada en el proceso de fragmentación y desplazamiento de la roca, en algunos casos superior al 85% de la desarrollada en la voladura, reduce la resistencia estructural del macizo rocoso fuera del ámbito de actuación teórica del corte. Se crean nuevas fracturas y planos de debilidad y las juntas, diaclasas y planos de estratificación, que inicialmente no eran críticas, al ser abiertas provocan una reducción de la cohesión del macizo. Esto se manifiesta en forma de sobreexcavación, dejando al macizo fracturado en un estado de colapso potencial.

Las consecuencias negativas que se derivan de este hecho son las siguientes:

— Mayor dilución del mineral con estéril en las zonas de contacto en las minas metálicas.

— Aumento del coste de la carga y el transporte debido al incremento del volumen del material de excavación.

— Aumento del coste de hormigonado en las obras civiles: túneles, centrales hidráulicas, cámaras de almacenamiento, zapatas, muros, etc.

— Necesidad de reforzar la estructura rocosa residual mediante costosos sistemas de sostenimiento: bulonado, mallado y gutinado, cerchas metálicas, etc.

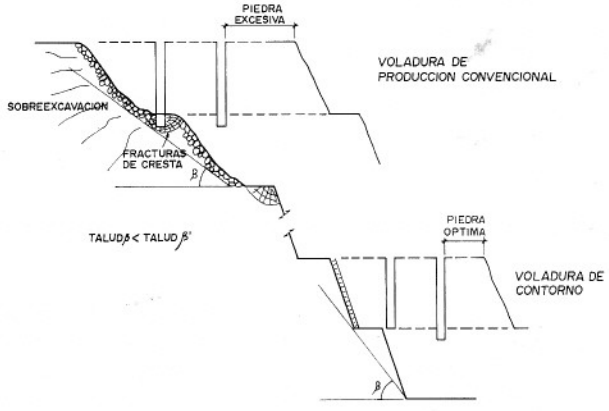


Figura 25.1. *Daños provocados en el talud por las voladuras de producción y aplicación de las voladuras de contorno.*

— Se precisa sanear y mantener el macizo residual con un mayor riesgo para el personal en operación.

— Aumenta el aporte de agua a la zona de trabajo debido a la apertura y prolongación de las fracturas y discontinuidades del macizo rocoso.

Además, en minería a cielo abierto, el control de las voladuras en los taludes finales de explotación puede reportar las siguientes ventajas Fig. 25.1.

— Elevación del ángulo del talud, consiguiéndose un incremento de las reservas recuperables o una disminución del ratio de desmonte (estéril/mineral).

— Reducción del riesgo de desprendimientos parciales de talud, minimizando la necesidad de bermas anchas y con una repercusión positiva sobre la productividad y seguridad en los trabajos de explotación.

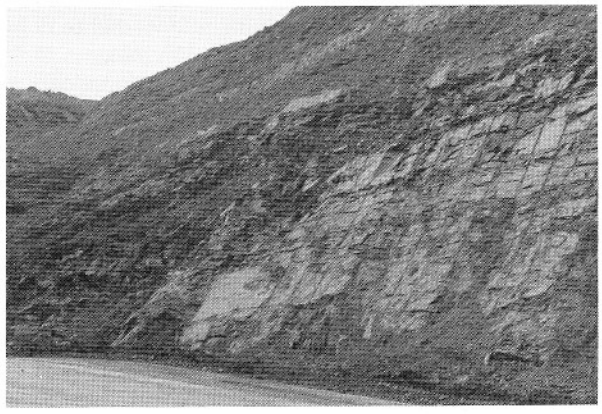


Foto 25.1. *Diferencia entre talud excavado con voladura de precorte (derecha) y voladura convencional de producción (izquierda).*

Paralelamente, en trabajos subterráneos la aplicación de las voladuras de contorno tiene además las siguientes ventajas:

— Menores dimensiones de los pilares en las explotaciones y por consiguiente mayor recuperación del yacimiento.

— Mejora de la ventilación, debido al menor rozamiento del aire en las paredes de las galerías.

— Menor riesgo de daños a la perforación adelantada.

Así pues, los esfuerzos destinados a la aplicación de las voladuras de contorno en las obras subterráneas y a cielo abierto quedan ampliamente justificados tanto por motivos técnicos como económicos y de seguridad.

2. MECANISMOS RESPONSABLES DE LA SOBREEXCAVACION

Los mecanismos responsables de los fenómenos de sobreexcavación y fracturación del macizo rocoso están estrechamente ligados a los propios de rotura de la roca que se desarrollan durante la voladura y que han sido expuestos en el Capítulo 16.

Para controlar la sobreexcavación debe intentarse:

— No sobrepasar la resistencia a compresión dinámica de la roca que rodea a la carga de explosivo.

— Mantener un nivel de vibraciones en el macizo residual que no genere roturas por descostramiento.

— Utilizar explosivos adecuados al tipo de roca, para evitar la apertura de fisuras por un exceso de volumen de gases.

A continuación, se analizan brevemente los principales mecanismos de rotura causantes de la sobreexcavación.

2.1. Rotura por sobretrituración y agrietamiento

Alrededor del barreno frecuentemente se forma una zona anular triturada o de material intensamente comprimido. Esto sucede cuando la tensión máxima de la onda de compresión radial, que se expande cilíndricamente, excede a la resistencia a la compresión dinámica o umbral plástico del material rocoso.

Cuando el frente de la onda de tensión se propaga, un volumen cilíndrico de roca alrededor del barreno es sometido a una intensa compresión radial, desarrollándose esfuerzos de tracción tangenciales. Si estas tensiones superan a la resistencia dinámica a tracción de la roca, se forma una zona con una alta densidad de fracturas radiales. Esta zona termina de forma brusca a una distancia en la que la tensión tangencial de la onda ya no es capaz de generar nuevas grietas.

2.2. Rotura por descostramiento

Cuando la onda de compresión alcanza un frente libre efectivo, al reflejarse se crea una onda de tracción. Si esta onda es suficientemente intensa se produce el descostramiento o «spalling» que se propaga desde dicho frente libre hacia el barreno.

El nivel de vibraciones producido en una voladura puede producir la rotura por descostramiento si la tensión producida supera la resistencia dinámica a la tracción de la roca:

$$\sigma = v \times \frac{E}{VC} = \rho_r \times v \times VC$$

donde:

σ = Tensión inducida en la roca.
v = Velocidad de partícula transmitida a la roca.
E = Módulo de elasticidad de la roca.
VC = Velocidad longitudinal de propagación de la roca.
ρ_r = Densidad de la roca.

Hay que tener en cuenta la influencia de la naturaleza del relleno de las juntas y planos de discontinuidad, estableciéndose los valores de tensión de la onda transmitida y reflejada.

$$\sigma_t = 2\,\frac{\sigma_i}{1 + n_z'} \qquad \sigma_r = \sigma_i\,\frac{1 - n_z'}{1 + n_z'}$$

donde:

n_z' = Relación de impedancias de la roca y el relleno.
σ_i = Tensión de la onda incidente.
σ_t = Tensión de la onda transmitida.
σ_r = Tensión de la onda reflejada.

La determinación de la velocidad de partícula crítica puede efectuarse a partir de la ecuación:

$$v_{crit} = \frac{RT'}{\rho_r \times VC}$$

Como cifras orientativas se dan las velocidades de partícula críticas para diferentes tipos de roca, Tabla 25.1.

TABLA 25.1

TIPOS DE ROCA/JUNTAS	VELOCIDAD DE PARTICULA CRITICA (mm/s)
• Rocas blandas, juntas débiles	400
• Rocas medias a duras y juntas débiles	700 - 800
• Rocas duras y juntas fuertes y cerradas	1000

2.3. Apertura de las grietas por acción de los gases

La acción de los gases a alta presión y temperatura, abriendo las fracturas preexistentes y las creadas por la onda de compresión, pueden afectar en gran medida al control de la sobreexcavación, por lo que en rocas blandas y muy fracturadas deberán utilizarse explosivos que produzcan un pequeño volumen de gases.

3. TEORIA DE LA VOLADURA DE CONTORNO

Una carga que llena completamente un barreno crea, durante la detonación del explosivo y en la proximidad de la carga, una zona en la que la resistencia dinámica a comprensión es ampliamente superada y la roca es triturada y pulverizada. Fuera de esa zona de transición, los esfuerzos de tracción asociados a la onda de compresión generan un esquema de grietas radiales alrededor de todo el barreno.

Cuando son dos las cargas que se disparan simultáneamente, esas grietas radiales tienden a propagarse por igual en todas las direcciones hasta que, por colisión de las dos ondas de choque en el punto medio entre barrenos, se producen unos esfuerzos de tracción complementarios y perpendiculares al plano axial Fig. 25.2. Las tracciones en dicho plano superan la resistencia dinámica a tracción de la roca, creando un nuevo agrietamiento y favoreciendo, en la dirección del corte proyectado, la propagación de las grietas radiales.

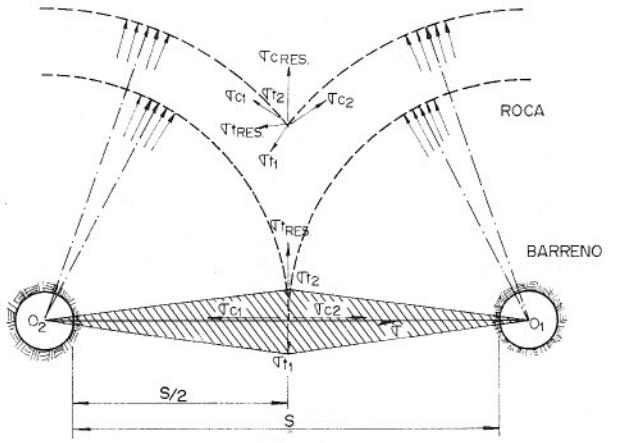


Figura 25.2. *Estado de tensiones generado por la superposición de las ondas de choque producidas por el disparo simultáneo de dos cargas.*

Posteriormente, la extensión de las grietas se produce bajo la acción de cuña de los gases de explosión que las invaden y se infiltran en ellas. La propagación preferencial en el plano axial junto con el efecto de apertura por la presión de los gases, permiten obtener un plano de fractura de acuerdo con el corte diseñado.

La presión de los gases es el elemento clave en la ejecución de una voladura de contorno, por ello deberá mantenerse hasta que se complete la unión de las grietas que parten de barrenos adyacentes, lo que se conseguirá adecuando la longitud de retacado para evitar el escape de los gases a la atmósfera.

Puede pues, concluirse que el mecanismo de una voladura de contorno comprende dos fenómenos distintos, uno derivado de la acción de la onda de choque y otro de la acción de los gases de explosión, pero que entre ambos se guarda un nexo causal.

4. TIPOS DE VOLADURAS DE CONTORNO

Son muchas las técnicas de voladuras de contorno desarrolladas desde los años 50, pero en la actualidad las más usadas son:

— Voladuras de precorte.
— Voladuras de recorte.
— Voladuras amortiguadas.

4.1. Voladuras de precorte

Consiste en crear en el macizo rocoso una discontinuidad o plano de fractura antes de disparar las voladuras de producción, mediante una fila de barrenos, generalmente de pequeño diámetro, y con cargas de explosivo desacopladas.

El disparo de los barrenos de precorte se puede realizar simultáneamente con los de destroza pero adelantándose un intervalo de tiempo de 90 a 120 ms. Fig. 25.3.

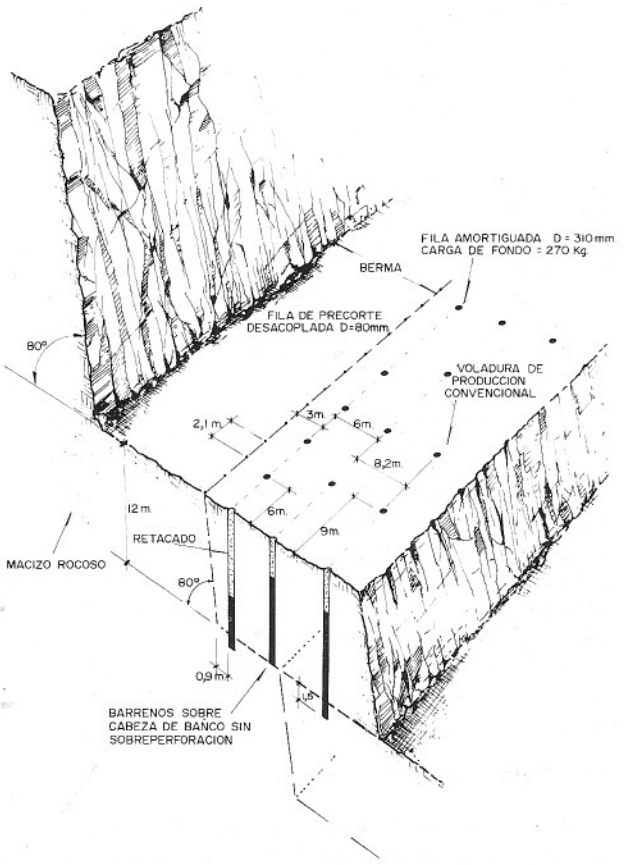


Figura 25.3. *Ejemplo de voladura de precorte.*

4.2. Voladuras de recorte

Consiste en la voladura de una sola fila de barrenos con cargas de explosivo desacopladas.

Esta técnica implica un arranque de roca hacia un frente libre, por lo que el espaciamiento de las cargas

es mayor que en el caso anterior y resulta un menor coste. Fig. 25.4.

En minería a cielo abierto cuando los barrenos de recorte tienen el mismo diámetro que los de producción, esta técnica se conoce con el nombre de «Trim blasting».

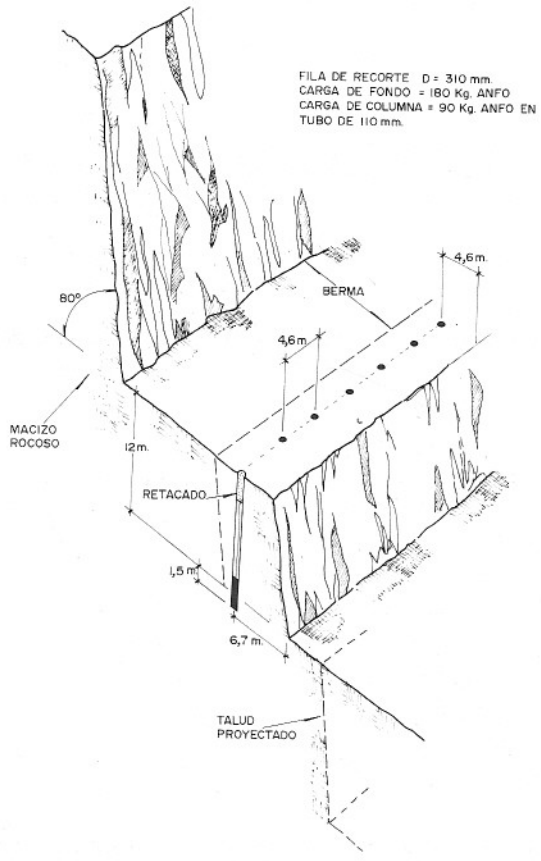


Figura 25.4. *Ejemplo de voladura de recorte.*

4.3. Voladuras amortiguadas

Son voladuras semejantes a las convencionales, donde se ha modificado el diseño de la última fila, tanto en el esquema geométrico que es más reducido como en las cargas de explosivo que suelen ser menores y desacopladas. Fig. 25.5.

4.4. Perforación en línea

La perforación en línea es una técnica de fractura que utiliza barrenos vacíos de 35 a 75 mm espaciados entre sí una distancia de 2 a 4 veces el diámetro. Estas perforaciones tan próximas unas de otras pueden actuar en condiciones geológicas adecuadas como concentradoras de tensiones o guía de las grietas para crear un plano de fractura entre ellas.

La precisión de la perforación es muy importante para obtener buenos resultados, así como la homogeneidad de las rocas pues de lo contrario las fracturas naturales del macizo rocoso tienden a crear un plano de debilidad

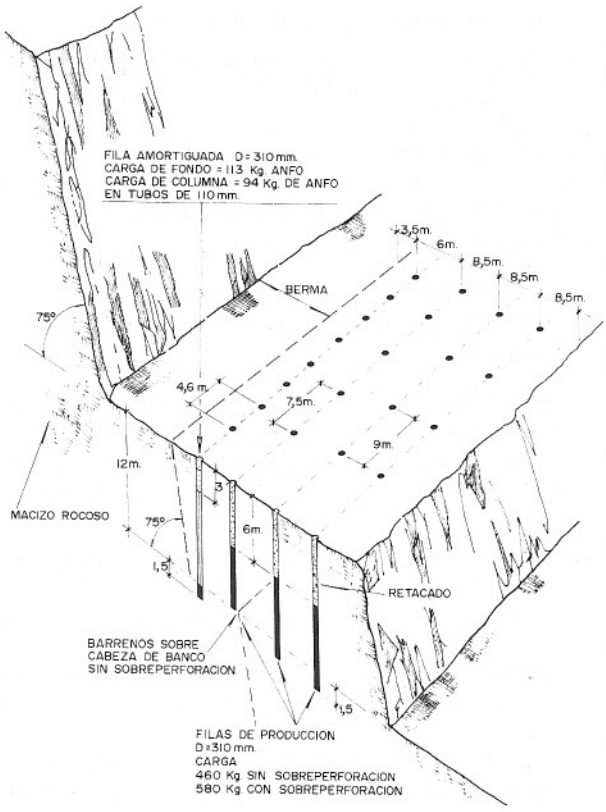


Figura 25.5. *Ejemplo de voladura amortiguada.*

más fácilmente que el constituido por los barrenos perforados.

Las voladuras de destroza deben ser del tipo amortiguadas con piedras y espaciamientos en la fila más próxima al plano de barrenos vacíos entre un 50% y un 75% de los convencionales. Igualmente, las cargas se reducirán hasta un 50% de las convencionales.

La principal ventaja de esta técnica es su aplicabilidad cuando cargas muy pequeñas pueden causar daños por detrás del límite de excavación. Por el contrario, los inconvenientes son los resultados inciertos en formaciones rocosas heterogéneas, el alto coste y tiempo de perforación y la necesidad de precisión en la realización de los barrenos.

5. PARAMETROS QUE INTERVIENEN EN UNA VOLADURA DE CONTORNO

5.1. Propiedades de las rocas y de los macizos rocosos

Las propiedades de los macizos rocosos tienen una marcada influencia tanto en el diseño como en los resultados de las voladuras de contorno. Las propiedades más destacables son:

— Las resistencias dinámicas a tracción y compresión.

— Nivel de alteración de la roca.

— Grado de fracturación, espaciamiento de discontinuidades, orientación de las fracturas y relleno de las mismas.

— Tensiones residuales del macizo rocoso.

Algunos aspectos prácticos que deben tenerse en cuenta son los siguientes:

— En las formaciones masivas homogéneas, los resultados de las voladuras de contorno llegan a ser espectaculares. Por el contrario, en macizos fracturados se observa que el agrietamiento inducido al superar la resistencia dinámica a tracción de la roca representa un porcentaje mínimo en la sobreexcavación, si se compara con los daños producidos por la acción de cuña de los gases.

— Si los barrenos cortan algún sistema de discontinuidades y las tensiones inducidas no son suficientes para conformar una distribución de grietas radiales, la superficie de rotura estará marcadamente influenciada por las fisuras naturales y, con mayor probabilidad, aparecerá sobreexcavación.
En este caso, se recomienda aumentar ligeramente la concentración de carga para generar un conjunto de pequeñas grietas radiales y conseguir, con alguna de éstas, orientar el plano de corte. Si las discontinuidades naturales intersectan longitudinalmente a las cañas de los barrenos, esa modificación será infructuosa.

— Si las discontinuidades del macizo rocoso se presentan cerradas o con material de relleno, la sobreexcavación producida es generalmente menor.

— La distribución espacial de las fisuras tiene un gran peso en la sobreexcavación, especialmente cuando la distancia media entre discontinuidades es menor que el espaciamiento entre barrenos y/o longitud de retacado. En este caso, se recomienda cerrar el esquema con el fin de reducir el efecto del control estructural.

— Según la orientación del corte proyectado, con respecto a las discontinuidades estructurales predominantes, pueden diferenciarse los casos que se presentan en la Fig. 25.6.

— En formaciones estratificadas, en las que la dirección de los planos de discontinuidad coincide con la traza del talud proyectado, puede producirse una sobreexcavación por deslizamientos planos si la inclinación de los estratos varía entre 25° y 65° y por fenómenos de vuelco o «toppling» si varía entre 85° y 110°. Fig. 25.7. Cuando las juntas son paralelas al plano del talud, puede obtenerse un frente sano con relativa facilidad.

— La presencia de agua en los barrenos, puede reducir la eficiencia del desacoplamiento de las cargas al transmitir un mayor esfuerzo de tensión a la roca circundante.

— Las coqueras u oquedades del terreno intersectadas por los taladros provocan una caída de la pre-

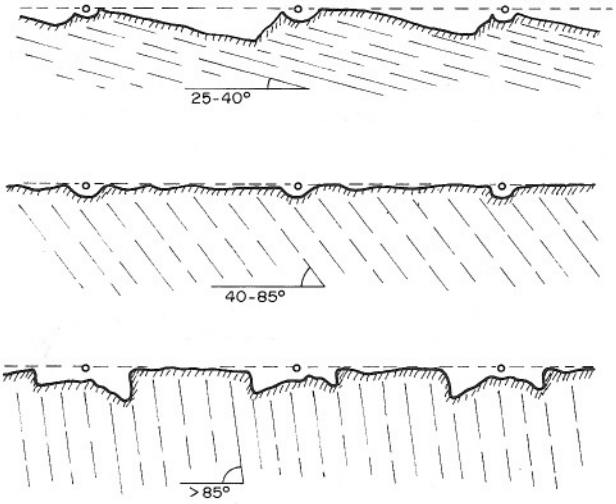


Figura 25.6. *Influencia de las discontinuidades en el plano de corte.*

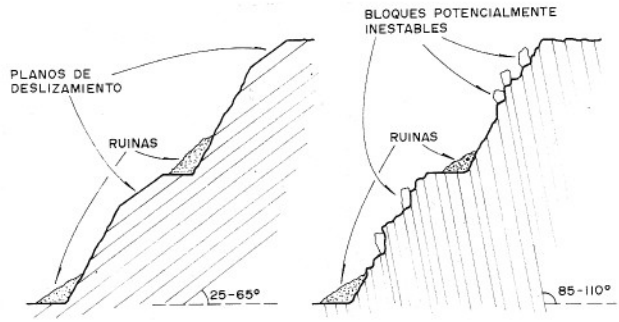


Figura 25.7. *Discontinuidades con rumbo paralelo al plano de excavación.*

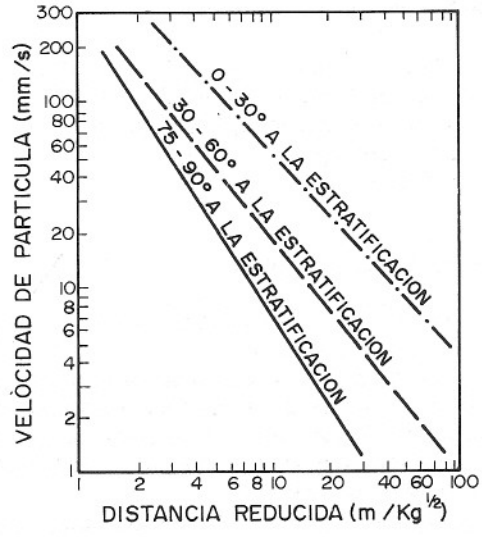


Figura 25.8. *Influencia de los ángulos formados por la estratificación sobre las leyes de propagación de las vibraciones.*

sión del barreno que puede repercutir en el éxito de la excavación. En tales circunstancias, se recomienda rellenar con material granular los huecos e incluso aumentar ligeramente la densidad de carga.

— El ángulo formado por la dirección de propagación de las ondas con respecto a la estratificación influye en las leyes de propagación de las vibraciones generadas en las voladuras y transmitidas a través del macizo rocoso. Fig. 25.8.

— Las tensiones in situ del macizo rocoso en el que se desea ejecutar la voladura de contorno pueden llegar a hacer impracticable el precorte, ya que se precisaría una presión de barreno muy elevada para superar tales tensiones. Una solución consiste en la ejecución de un recorte, una vez realizada parte de la excavación que sirve para descomprimir y liberar de tensiones al macizo rocoso. Fig. 25.9.

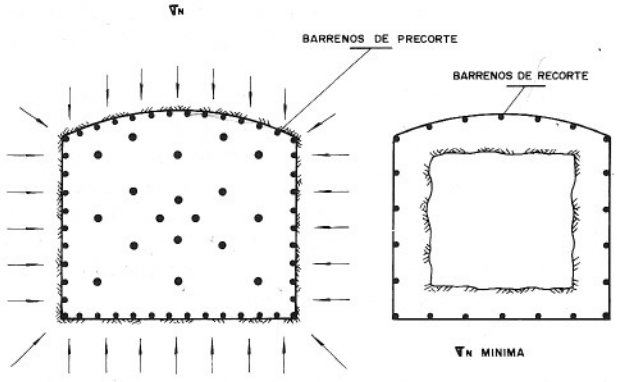


Figura 25.9. *Eliminación de tensiones mediante una excavación piloto y realización parcial de un recorte (Calder y Bauer).*

1.° Mediante la incorporación al explosivo de materiales inertes que contengan aire, tales como el poliestireno expandido, serrín, espuma, etc. La disminución de «ρ_e» tiene una influencia en «PB» mayor que la indicada por la ecuación anterior, pues al bajar la densidad también lo hace la velocidad de detonación.

2.° Aprovechando el efecto del diámetro de la carga sobre la velocidad de detonación puede controlarse «PB». Si el diámetro del barreno es inferior al diámetro crítico del explosivo, la velocidad de detonación de éste, y consecuentemente la presión del barreno, caen drásticamente.

3.° Interponiendo un volumen de aire entre la carga y la pared del barreno que ejerza un efecto de colchón o amortiguador sobre «PB». Esto se consigue dejando un hueco anular sin carga y si no es suficiente espaciando los cartuchos a lo largo del barreno. Fig. 25.10.

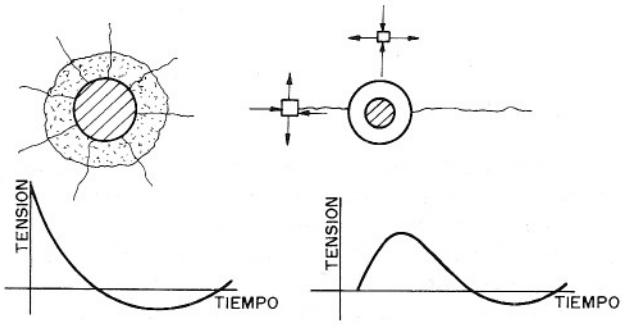


Figura 25.10. *Efecto del desacoplamiento sobre la curva tensión-tiempo.*

5.2. Propiedades del explosivo

La presión de barreno, que es la presión ejercida en la expansión de los gases de detonación, puede estimarse para cargas acopladas a partir de la ecuación:

$$PB = 228 \times 10^{-6} \times \rho_e \times \frac{VD^2}{1 + 0{,}8\rho_e}$$

donde:

PB = Presión de barreno (MPa).
ρ_e = Densidad del explosivo (g/cm^3).
VD = Velocidad de detonación (m/s).

Así las tensiones inducidas en la roca circundante son proporcionales a «PB». Por esto, reduciendo dicha presión, hasta niveles acordes con la resistencia de la roca, se conseguirá disminuir la sobreexcavación y la intensidad de las vibraciones.

Si la selección del explosivo no es suficiente para adecuarse a las condiciones de trabajo, los técnicos tienen a su alcance varios sistemas para reducir a voluntad la presión de barreno:

El efecto amortiguador sobre «PB», al expansionarse los gases en la cámara de aire, puede cuantificarse a partir del cociente entre el volumen de explosivo y volumen de barreno elevado a una potencia 1,2, que es aproximadamente el ratio de los calores específicos de los gases de explosión, así resulta:

$$PB_e = PB \times \left[\frac{V_e}{V_b}\right]^{1,2} = PB \times \left[\sqrt{C_l}\,\frac{d}{D}\right]^{2,4}$$

donde:

d = Diámetro de la carga.
D = Diámetro del barreno.
C_l = Cociente entre la longitud de la carga y la longitud del barreno (C_l = 1, para cargas continuas).

5.3. Explosivos utilizados en voladuras de contorno

A. Cargas convencionales

Las primeras cargas utilizadas en voladuras de contorno consistían en cartuchos de dinamita adosados a

un cordón detonante y espaciados entre sí hasta conseguir la densidad de carga adecuada. Posteriormente, se han comercializado unos accesorios como los tubos omega, Foto 25.2, que facilitan la distribución de la carga.

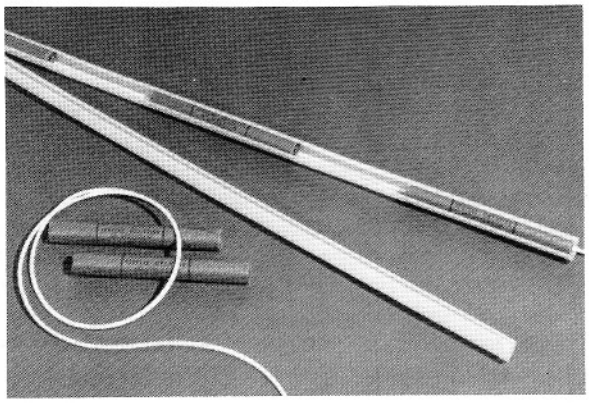


Foto 25.2. *Tubos Omega (ICI).*

B. Cartuchos especiales

Los fabricantes de explosivos han sacado al mercado diversos cartuchos de diseño especial para facilitar y agilizar la carga de los barrenos. Así, por ejemplo, en algunos países se encuentran explosivos de baja densidad encartuchados en tubos largos de reducido diámetro (normalmente, de 550 y 600 mm de longitud y de 11,17 y 22 mm de diámetro) que pueden acoplarse por sus extremos, lo que permite al artillero formar con rapidez columnas de carga continuas de la longitud deseada, Fig. 25.11. En el extremo inferior de la columna se colocan varios cartuchos de fondo y, en ocasiones, toda la carga se rodea con un cordón detonante que se desarrolla en espiral.

Actualmente, en España se dispone de papillas explosivas encartuchadas (Riogur) en forma de manguera flexible, en calibres de 17 y 19 mm, o en cartuchos de acoplamiento rígido con unas concentraciones de carga de 250 g/m y 300 g/m respectivamente.

Las mangueras explosivas se adaptan bien a las condiciones de los trabajos a cielo abierto, mientras que los cartuchos rígidos acoplables son más adecuados para los trabajos subterráneos.

C. Cordones detonantes

Recientemente, han aparecido en el mercado, como alternativa a los cartuchos especiales, cordones detonantes de alto gramaje. En España existen de 40, 60 y 100 g de pentrita por metro: con ellos se pretende conseguir una mejor distribución de la energía, al ser columnas continuas, y facilitar la carga de las voladuras.

En el fondo de los barrenos se deben colocar unos cartuchos de goma o hidrogel. Foto 25.3.

Los cordones detonantes han venido utilizándose en trabajos de demoliciones y arranque de rocas ornamentales donde se requieren cortes precisos y limpios, y últimamente con los cordones de alto gramaje en la ejecución de excavaciones controladas con diámetros de perforación de hasta 76 y 89 mm.

D. Mezclas diluidas y de baja densidad tipo ANFO

En las voladuras de contorno de gran diámetro el desacoplamiento del ANFO a granel se consigue de

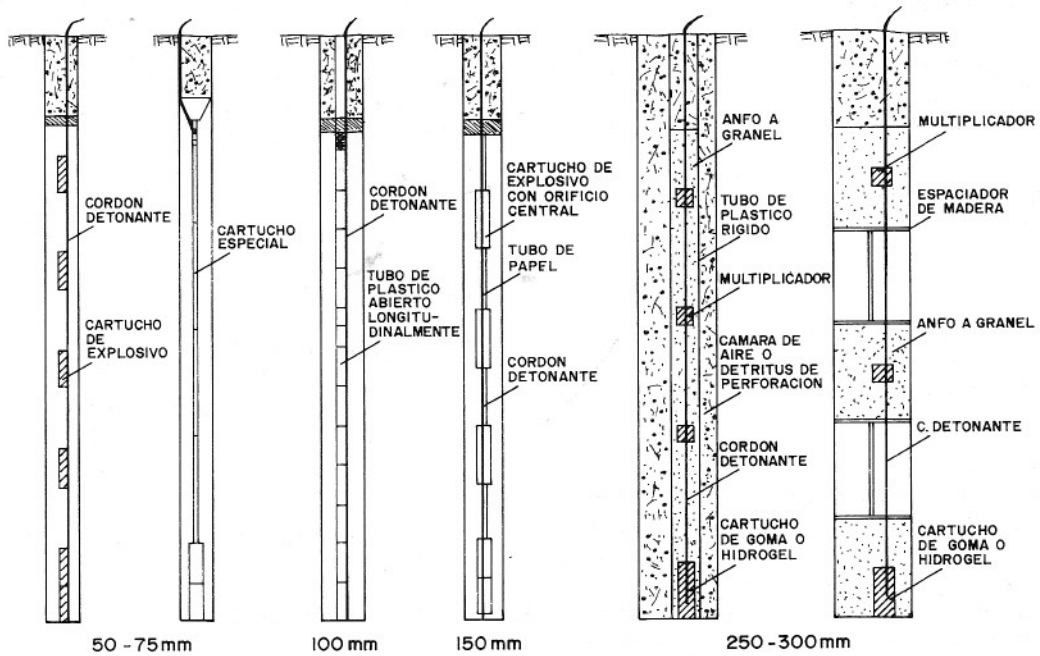


Figura 25.11. *Diversos diseños de carga en barrenos de contorno en función del diámetro.*

Foto 25.3. *Colocación de la carga de fondo y el cordón de alto gramaje en un barreno de contorno.*

forma muy efectiva con tubos o cartuchos de plástico, pero éste es un método caro y laborioso; en otras ocasiones se utilizan los espaciadores de madera, Fig. 25.12. Pero, sin embargo, el procedimiento cada día más extendido consiste en reducir la energía desarrollada por el ANFO hasta alcanzar la equivalente a una carga desacoplada. Tres sistemas son de práctica común en la actualidad.

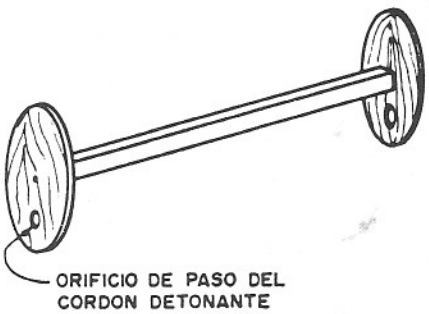


Figura 25.12. *Espaciador de madera para cargas de explosivo en barrenos de gran diámetro.*

El primero, consiste en diluir el explosivo con cloruro sódico hasta un máximo del 20%. La sal tiene dos funciones, primero como diluyente físico de la densidad de energía y segundo, como refrigerante del explosivo, con lo que se reduce la velocidad de detonación y el calor de explosión. Mayores porcentajes al indicado pueden dar lugar a fallos, ya que incrementa el diámetro crítico y reduce la sensibilidad a la iniciación. Además, aunque la sal no reacciona químicamente con el ANFO, en la detonación, puede tener un efecto refrigerante excesivo dando lugar a combustiones incompletas y con humos tóxicos (Day y Webster, 1982).

El segundo, que mantiene la densidad y es el menos extendido, se basa en reducir el contenido de combustible líquido por debajo de un 6%. Así, mientras que un ANFO del 94/6 desarrolla una energía de 3780 J/g otro ANFO con el 98,5/1,5 sólo desarrolla 2293 J/g.

El tercer procedimiento, hoy el más popular, consiste en una mezcla de ANFO y bolas de poliestireno expandido de 0,5 a 3 mm, que denominaremos a partir de ahora ANFOPS. Este diluyente con una densidad de 0,03 kg/dm^3 presenta unas características insuperables, con procesos de detonación fiables en barrenos de gran diámetro hasta con mezclas conteniendo un volumen de poliestireno del 80%. Con estos compuestos explosivos se consiguen concentraciones de energía y densidades por metro de hasta el 10% de las que corresponden al ANFO puro. Así, para una mezcla de ANFOPS con una proporción volumétrica de 1:3 se obtiene una densidad de 0,2 t/m^3, que para un barreno de 310 mm, Fig. 25.13, da una presión doce veces menor que el ANFO. Tanto la menor intensidad de la onda de choque como el menor volumen de gases ayudan a minimizar la sobreexcavación en las voladuras de contorno.

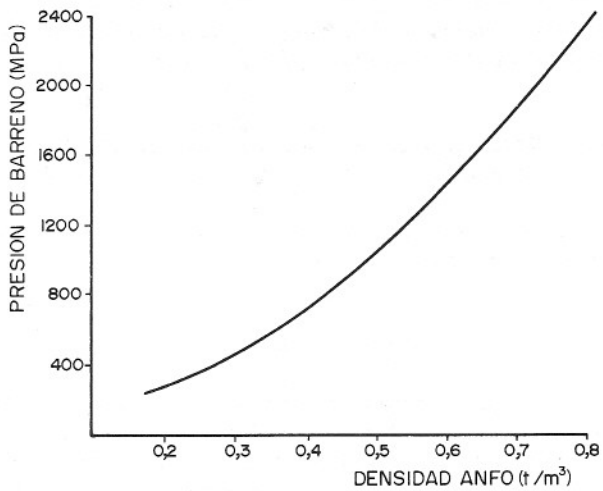


Figura 25.13. *Variación de la presión de barreno para distintas mezclas de ANFO de baja densidad.*

5.4. Precisión de la perforación

Si en cualquier tipo de voladura se debe cuidar la calidad de la perforación en orden a obtener unos resultados óptimos, en el caso de voladuras de contorno este punto es crítico, ya que los barrenos deben encontrarse en el plano o superficie que se desea conseguir y mantenerse paralelos en la distancia que haya sido fijada en los cálculos.

Las causas de las desviaciones de los barrenos, su influencia y las medidas correctoras son las siguientes:

1. Mal replanteo de los barrenos. Esta operación debe realizarse siempre por personal cualificado y nunca por los perforistas.
2. Instalación incorrecta de la perforadora o brazo del jumbo, precisando en ocasiones un buen piso nivelado y hasta hormigonado.
3. Alineación incorrecta de la deslizadera de la perforadora cuando se perfora con inclinación, estos errores pueden solventarse con el empleo de sistemas de control automático de la dirección.
4. Emboquille defectuoso de los barrenos.
5. Condiciones geológicas desfavorables: esquistosidad, fracturas, coqueras y rocas alteradas.
6. Técnicas de la perforación propiamente dichas:
   - — Influencia del diámetro de perforación y del varillaje, aumentando la desviación con la disminución de éstos.
   - — Empleo de estabilizadores, especialmente en terrenos fracturados y con coqueras.
   - — Control de la velocidad de rotación, a expensas de tener una disminución de la velocidad de penetración.
   - — Influencia del tipo de boca de perforación.
   - — Calidad del varillaje utilizado.

Una vez finalizada la perforación, debe efectuarse un control de la misma para comprobar la desviación de los barrenos. En minas de interior y con barrenos de gran diámetro (165 mm) puede llevarse a cabo con cámaras fotográficas tipo Eastman.

5.5. Geometría de la voladura y secuencia de iniciación

Todo lo que se expone a continuación se refiere a las voladuras de precorte y recorte.

A. Diámetro de perforación

En túneles y obras subterráneas los diámetros de perforación más utilizados varían entre 32 y 65 mm, realizándose algunas experiencias con barrenos de hasta 75 mm. En minería subterránea, y según el método de explotación, los diámetros varían entre 50 y 65 mm, como por ejemplo en el «Método de subniveles», llegando a los 165 mm en el «Método VCR» y «Método de Barrenos Largos».

Se ha comprobado que el radio del cilindro de la roca que rodea al barreno y es afectado por la voladura es directamente proporcional al diámetro del mismo, siempre que se mantenga una relación constante entre su longitud y diámetro.

En la Fig. 25.14 se ve que el nivel de tensión inducida a una distancia de 0,9 m del barreno, para un mismo acoplamiento de la carga, es para un diámetro de 2" (50 mm) tres veces menor que para uno de 6" (165 mm).

En las obras a cielo abierto, los diámetros más utilizados en el pasado en las voladuras de contorno se encontraban en el rango 35 a 75 mm. Aún hoy, esos

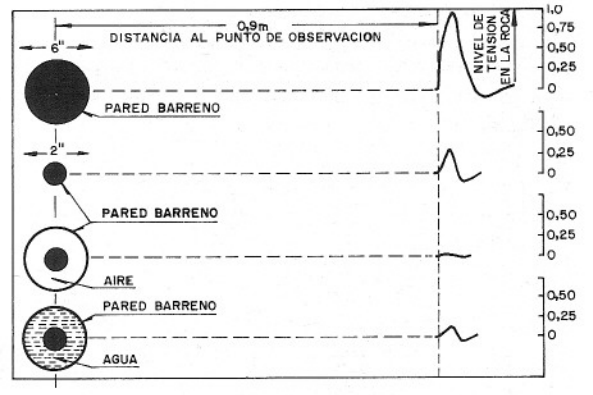


Figura 25.14. *Tensiones dinámicas en la roca para distintas condiciones de carga (Day y Webster).*

diámetros son populares en obras civiles y en pequeñas explotaciones, pero en minas de gran tamaño se emplean cada vez diámetros mayores, llegando hasta los 310 mm ($12^{1/4}$"), incentivadas por razones de tipo económico y de disponibilidad de maquinaria, aún a expensas de conseguir peores resultados técnicos y estéticos.

Sin embargo, y especialmente en trabajos subterráneos, hay que tener en cuenta que un aumento del diámetro de perforación trae como consecuencia inmediata una elevación de los costes de sostenimiento de la roca, debiendo encontrar la combinación diámetro-carga del barreno que proporcione un coste de excavación y sostenimiento mínimo, como se observa en la Fig. 25.15.

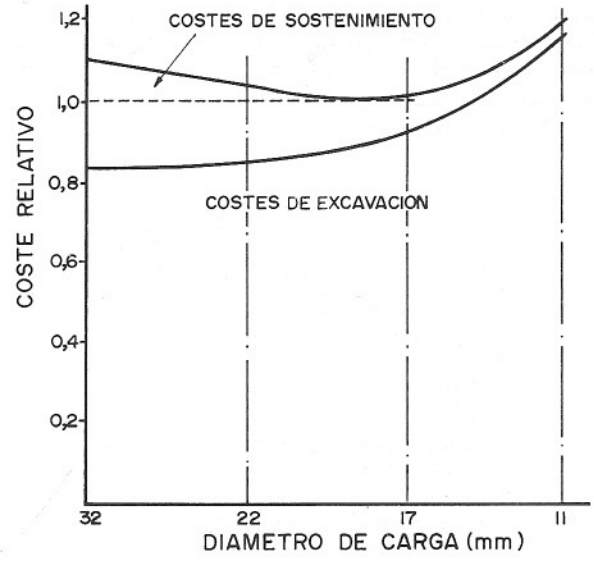


Figura 25.15. *Influencia del diámetro de la carga sobre los costes de excavación y sostenimiento (Larsson y otros).*

B. Espaciamiento y profundidad

El espaciamiento entre barrenos de una voladura de contorno depende del tipo de roca y del diámetro de perforación, y aumenta conforme lo hace en el mismo sentido este parámetro.

En voladuras de precorte se trabaja con una relación «S/D» que oscila entre 8 y 12, con un valor medio de 10.

En voladuras de recorte se cumplen unas relaciones «S/D» que oscilan entre 13 y 16, con un valor medio de 15. Fig. 25.16.

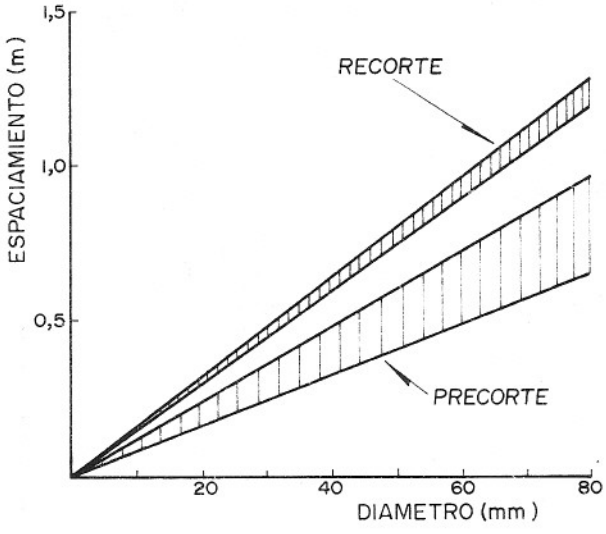


Figura 25.16. *Valores recomendados del espaciamiento en función del diámetro de perforación para precorte y recorte.*

Una aproximación empírica que relaciona la dimensión del espaciamiento con las características del explosivo —con o sin desacoplamiento—, y las propiedades dinámicas de las rocas en las voladuras de precorte, es la debida a Calder y Jackson (1981), en cuya expresión se iguala la resistencia a tracción de la roca a través del plano de corte con la presión ejercida por los gases en las cañas de los barrenos, suponiendo que éstos actúan en un área equivalente al diámetro de dichos barrenos.

$$PB_e \times D \geqq (S - D) \times RT$$

$$S \leqq \frac{D \times (PB_e + RT)}{RT}$$

donde:

S = Espaciamiento entre barrenos.
D = Diámetro del barreno.
PB_e = Presión de barreno efectiva.
RT = Resistencia a tracción.

Si las tensiones in situ son altas, la ecuación anterior puede modificarse añadiendo las tensiones normales que actúan sobre el plano de precorte:

$$S \leqq \frac{D \times (PB_e + RT + \sigma_N)}{RT + \sigma_N}$$

En las voladuras de recorte, la relación entre la piedra y el espaciamiento debe ser:

$$B = 1{,}25 \times S$$

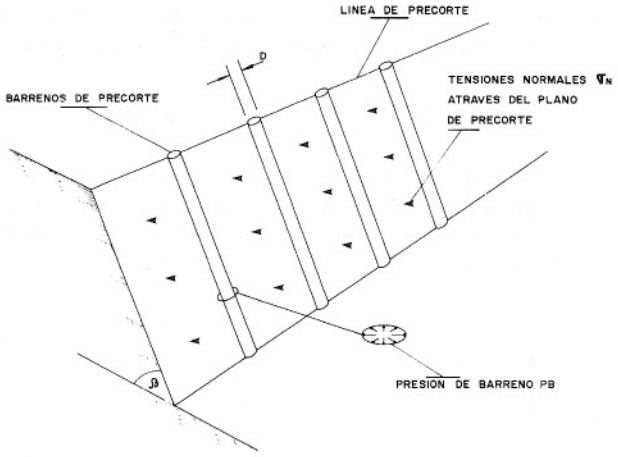


Figura 25.17. *Voladura de precorte.*

En lo que se refiere al límite de profundidad en una voladura de precorte, teóricamente no existe, pero los problemas derivados de la falta de paralelismo de los barrenos son los que constituyen la verdadera limitación. Por ejemplo, para barrenos de 32 a 65 mm inclinados el límite suele estar entre los 15 y 20 m. Desviaciones mínimas pueden conseguirse en barrenos de gran diámetro con perforadoras de martillo en fondo.

En determinadas condiciones, los resultados de las voladuras de contorno pueden mejorarse con los barrenos guía, o vacíos, situados entre barrenos cargados en el propio plano de corte proyectado. En rocas competentes, la carga de todos los barrenos es generalmente más efectiva que la carga alterna de éstos, debido a que en este segundo diseño el espaciamiento debe reducirse significativamente y, por lo tanto, aumentar la perforación por unidad de superficie creada.

C. **Densidad lineal de carga**

La determinación de la densidad lineal de carga de explosivo debe realizarse teniendo en cuenta las siguientes premisas:

— Producir una presión de barreno inferior a la resistencia dinámica a la compresión de la roca.
— Controlar el nivel de vibración generado en la voladura que induce unas tensiones en la roca susceptibles de producir roturas en la misma. Fig. 25.18.

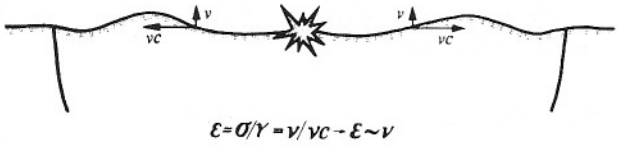


Figura 25.18. *Relación entre deformaciones «ε», tensiones «σ», velocidades de partícula «v» y velocidad de propagación de las ondas «VC» (Holmberg y otros).*

Los daños aparecerán para un nivel crítico de velocidad de partícula. Para rocas competentes como, por

ejemplo, los granitos, si no se dispone de la ley de propagación, puede emplearse la siguiente ecuación:

$$v\ (mm/s) = 700\ Q(kg)^{0,7} \times DS\ (m)^{-1,5}$$

En puntos próximos, donde la longitud de la carga constituye un parámetro importante, la intensidad de vibración puede obtenerse integrando la expresión anterior (Persson et al, 1977). Fig. 25.19.

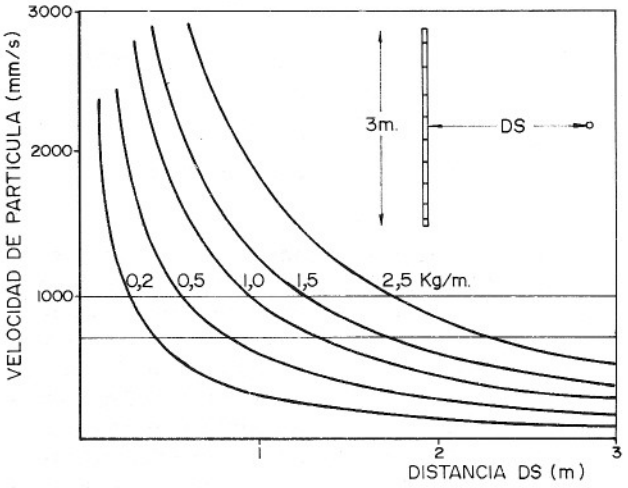


Figura 25.19. *Velocidades de partícula en función de las concentraciones lineales de carga y distancias (Holmberg y otros).*

Para resolver el problema del corte de la roca a la cota o profundidad deseada, la concentración de carga en el fondo del barreno debe ser el doble de la normal en una longitud igual a «S/2». Concentraciones de carga mayores provocarían agrietamientos y sobreexcavaciones en el fondo de la superficie.

Para el cálculo aproximado y rápido de la cantidad de explosivo necesario para diseñar una voladura de contorno pueden emplearse las siguientes expresiones:

a) $q_l\ (kg/m) = 8,5 \times 10^{-5}\ D\ (mm)^2$

b) $q_s\ (kg/m^2) = \dfrac{D\ (mm)}{130}$

Las ecuaciones anteriores están deducidas como valores medios para explosivos con una densidad de 1,2 g/cm³ y unas rocas con características también medias. Fig. 25.20.

C.1. Recorte con cordón detonante

En algunas aplicaciones, cuando los barrenos deben ser perforados muy próximos por condicionantes geológicos, para evitar la sobreexcavación o para efectuar demoliciones en estructuras de hormigón, las cargas pueden sustituirse por cordón detonante. En estos casos se perforan los barrenos con diámetros mayores que los utilizados normalmente, pero con espaciamientos menores. El desacoplamiento adicional no deteriora, normalmente, la formación rocosa, pero las expresiones de cálculo de las cargas en función del diámetro no pueden emplearse, pues resultan valores demasiado grandes para los espaciamientos utilizados. La fórmula para calcular la densidad de carga en función de un espaciamiento prefijado es:

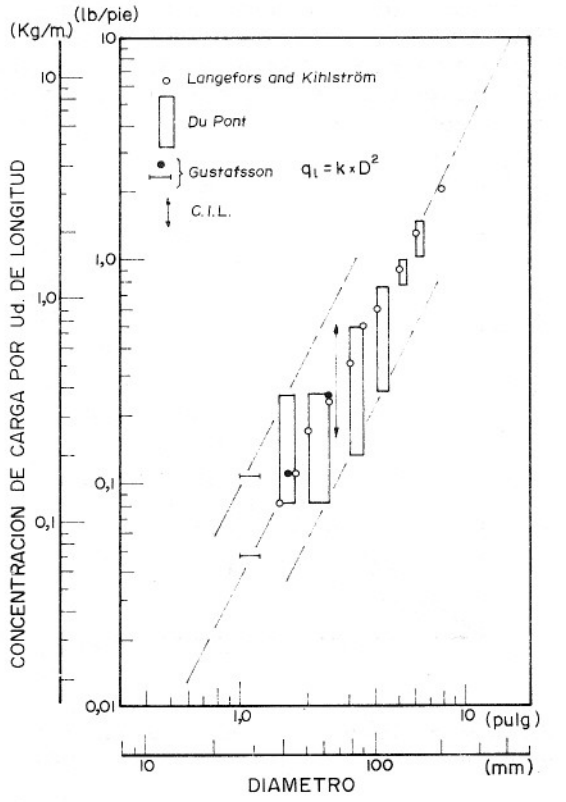


Figura 25.20. *Relación entre la carga lineal de explosivo y los diámetros de perforación en voladuras de precorte y recorte (Mellor).*

$$q_l = 300 \cdot S^2$$

donde:

q_l = Densidad lineal de carga (g/m)
S = Espaciamiento (m)

Ejemplo

¿Cuál debe ser la densidad lineal de carga en una voladura de recorte perforada con barrenos de 50 mm y espaciados 40 cm?.

$$q_l = 300 \cdot 0,4^2 = 48\ g/m \approx 50\ g/m$$

D. Retacado

Con esta variable existen discrepancias entre diversos especialistas en voladuras, ya que mientras unos disminuyen el retacado conforme aumenta la resistencia de la roca otros proceden de modo contrario. Parece que esta última forma de actuación es la más lógica.

En rocas competentes, la longitud de retacado oscilará entre 6 y 10 veces el diámetro y se realizará con el propio detrito de la perforación, auxiliándose con un tapón de papel o cotón en la base del mismo, según el diámetro del barreno. En rocas estratificadas y fracturadas se recomienda rellenar con material fino el espacio anular entre la carga de explosivo y la caña del barreno, a fin de aminorar la sobreexcavación por el efecto de cuña y apertura de los gases de explosión.

En formaciones rocosas que se encuentren muy alteradas, es algunas veces beneficioso reducir el retacado a un mínimo, o suprimirlo, con el objeto de permitir un escape rápido de los gases y preservar así la removilización de la roca alterada. Con este método, la carga debe prolongarse hacia el emboquille de los barrenos. Dado que este procedimiento permite la pronta liberación de los gases producidos a alta presión, se deben tomar precauciones especiales en lo relativo a sobrepresiones del aire y daños por proyecciones.

E. Tiempos de retardo y secuencias de iniciación

Como ya se ha indicado, la aparición de una grieta a lo largo de una fila de barrenos está basada en el efecto casi simultáneo de las respectivas ondas de choque, por ello los mejores resultados se obtendrán cuando todos los barrenos estén conectados a la misma línea de cordón detonante o energetizados con detonadores del mismo número.

Cuando por problemas de vibraciones debe reducirse la cantidad de explosivo detonada por unidad de tiempo, se pueden intercalar relés de microrretardo entre distintos grupos de barrenos o iniciar cada grupo con un detonador de microrretardo de distinto número.

A cielo abierto, el avance espacial del precorte debe ser de dos veces el espaciamiento o la piedra aproximadamente y en profundidad puede alcanzar dos o más bancos, dependiendo de los cambios litológicos y estructurales del macizo y calidad de la perforación.

Las voladuras de precorte deben dispararse bajo unas condiciones mínimas de piedra, que son de unos 12 m para barrenos de 50 mm y 20 m para las de 310 mm de diámetro, pues de otro modo los estados tensionales y de confinamiento no serán los idóneos.

Cuando la voladura de destroza se dispara con la de precorte, ésta última debe adelantarse al menos de 90 a 120 ms, con el fin de que la fractura se desarrolle totalmente antes de la salida de la fila frontal de la voladura de producción.

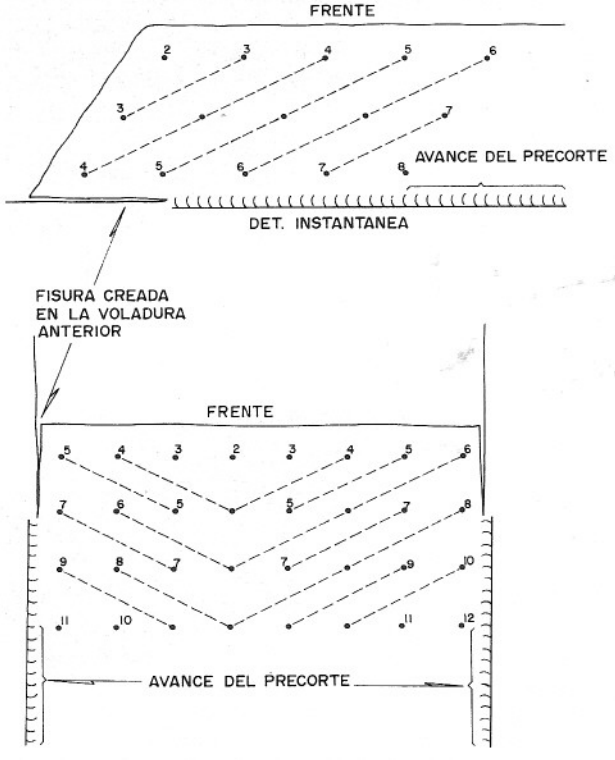


Figura 25.21. *Avance de las voladuras de precorte.*

5.6. La voladura de destroza y la protección de la voladura de precorte

Para que el plano de precorte no resulte dañado por la voladura de destroza, ésta deberá diseñarse de acuerdo con el modelo de voladura amortiguada. Este tipo de pegas se caracterizan porque en la fila de barrenos más próxima al precorte se reduce el consumo específico a casi la mitad del utilizado en una fila de producción, y la piedra y el espaciamiento disminuyen de 0,5 a 0,8 veces las nominales de la fila adyacente.

Foto 25.4. *Aspecto del plano de fisuración en superficie creado con una voladura de precorte.*

La distancia entre el plano de precorte y la fila amortiguada no puede ser muy pequeña, pues la onda de choque causaría sobreexcavación en el frente proyectado, y tampoco puede ser excesivamente grande ya que daría lugar a voluminosos repiés que exigirían volver a volar y reducirían el rendimiento del equipo de carga.

La distancia entre el precorte y la última fila oscila entre 0,33 y 0,5 veces la piedra nominal de la voladura de producción. En los barrenos de las filas que se encuentren sobre bermas proyectadas se reducirá o eliminará la sobreperforación, a fin de evitar los daños en la cabeza del banco inferior. El número máximo de filas que se recomienda disparar es normalmente de 3. Fig. 25.22.

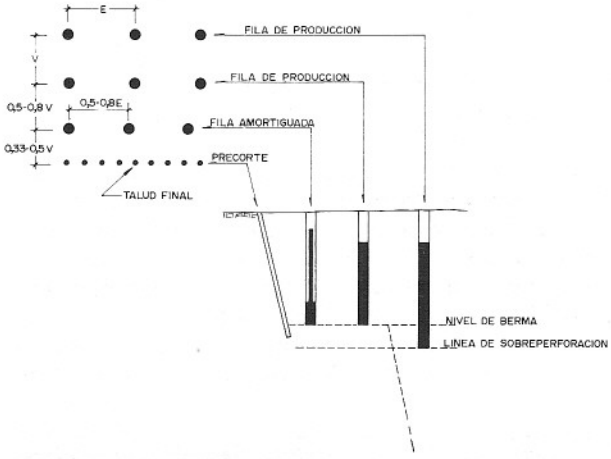


Figura 25.22. *Diseño de voladura de destroza próxima a la línea de precorte.*

En cuanto a la configuración de la carga en la fila amortiguada se siguen dos tendencias: la primera, consistente en desacoplar el explosivo de forma similar a la fila de precorte, y la segunda, en la que se intenta que el explosivo trabaje como una carga esférica, calculando la distancia desde el centro de gravedad de la carga hasta el emboquille del barreno con la conocida ecuación de Livingston:

$$D_c = E_t \times Q^{1/3}$$

siendo «Q» la carga del explosivo y «E_t» el denominado «Factor de Energía Tensión». Para las cargas de la fila amortiguada, se recomienda que «E_t» oscile entre 1,2 y 2 m/kg$^{1/3}$, según se trate de rocas masivas frágiles o rocas blandas respectivamente. La relación Longitud/Diámetro de la carga para que ésta trabaje como esférica debe estar entre 6 y 8.

La secuencia de iniciación de la voladura de destroza debe establecerse de modo que la última fila encuentre unas condiciones de confinamiento mínimas para que pueda salir con facilidad, sin dañar el precorte.

En voladuras de recorte, también deberá controlarse

Foto 25.5. *Disparo simultáneo de barrenos de destroza y de precorte en un talud final.*

la densidad de carga de los barrenos de las filas próximas a ésta.

En la Fig. 25.23 se representan, para una excavación de un túnel con una voladura de recorte como terminación, dos diseños de voladura de destroza. En el caso a) debido a una sobrecarga de las filas 1 y 2 se produce una sobreexcavación fuera del perfil previsto y el recorte no resulta efectivo. En el caso b) se han elegido unas densidades de carga correctas y se consiguen los resultados previstos.

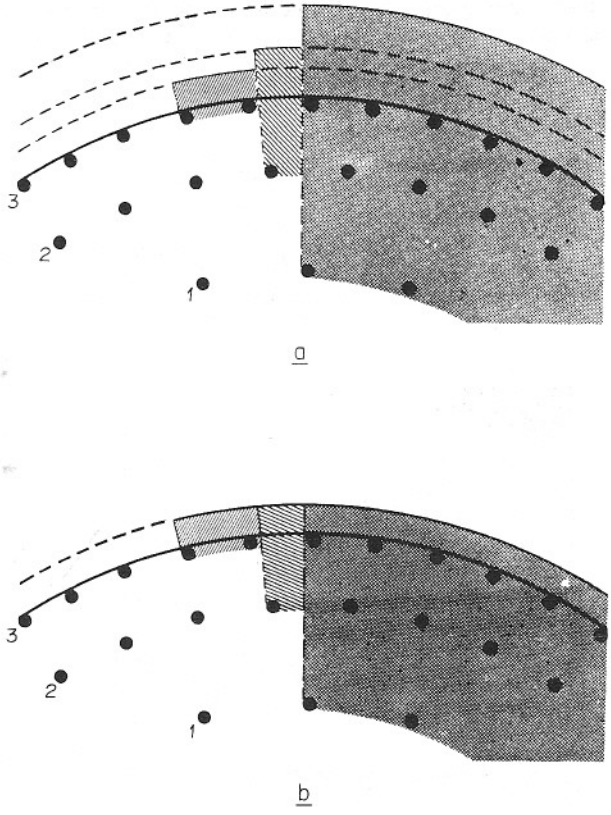


Figura 25.23. *a) Cargas incorrectas. b) Cargas correctas (Holmberg y otros).*

6. TENDENCIAS EN EL CAMPO DE LAS VOLADURAS DE CONTORNO

6.1. Precorte con espaciamiento de aire

Desde mediados de los años 80 se empezó a utilizar en Estados Unidos una nueva técnica de precorte denominada "Precorte con Espaciamiento de Aire-PEA", en inglés Air Deck Presplitting - ADP. Esta consiste en colocar una pequeña carga de explosivo en el fondo de los barrenos, dejando el resto vacío hasta el retacado que se forma colocando un tapón a una cierta profundidad y a continuación el detrito hasta la superficie.

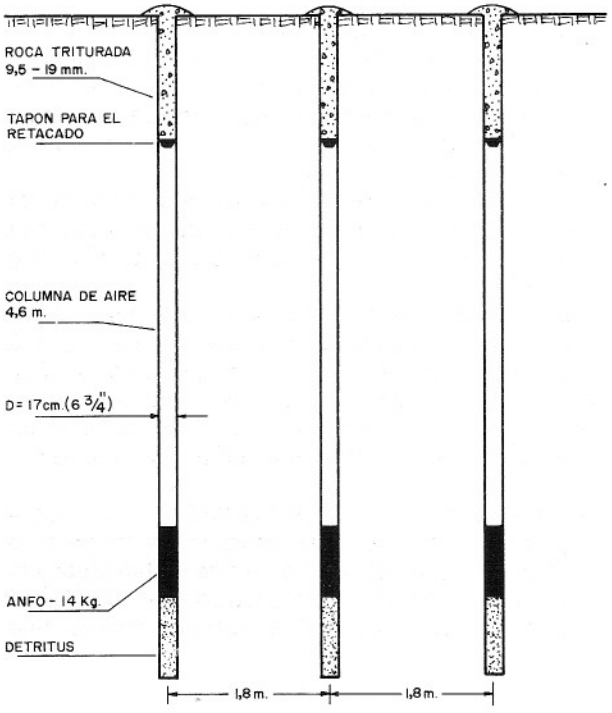


Figura 25.24. *Técnica de precorte «ADP» con columna de aire.*

Los principios básicos de esta técnica fueron planteados hace más de 40 años por los científicos rusos Melnikov (1940) y Marchenko (1954) que observaron un mejor rendimiento del explosivo, consiguiéndose una mayor fragmentación y desplazamiento de la roca volada.

En 1981 Fourney y sus colaboradores de la Universidad de Meryland, realizando investigaciones sobre la estimulación de pozos petrolíferos y efectuando ensayos a escala, comprobaron que disparando cargas en el fondo de cámaras de aire, como las de los barrenos, las ondas de choque se reflejaban en el techo del retacado generándose en la roca circundante unas tensiones de mayor duración, del orden de 2 a 5 veces superiores que las registradas en el fondo donde se localizan las cargas.

En 1982, Crosby y otros técnicos utilizaron columnas de aire en la ejecución de precortes en la mina de carbón a cielo abierto de Rietspruit en Sudáfrica.

Pero fue a partir de 1983, cuando la Atlas Powder Co., actualmente la ICI, inició una serie de ensayos que condujeron a un mejor conocimiento de la técnica, extendiéndose su aplicación a diferentes campos desde entonces. En 1986 el ingeniero John Bussey, junto a Dan Fitzgibbon, diseñaron y patentaron un tapón neumático que posibilita el retacado efectivo, con una disminución muy importante de la onda aérea que hacía inviable, hasta entonces, la utilización de la técnica en zonas próximas a núcleos de población.

6.1.1. Criterios de diseño

Como reglas prácticas de diseño se utilizan las siguientes expresiones:

S = (16 a 24) x D
T = (12 a 18) x D
Q = (0,39 a 1,4) x H x S
B = 12 x D

siendo:

D = Diámetro del barreno (m)
S = Espaciamiento (m)
T = Retacado (m)
Q = Carga del explosivo en el fondo del barreno (kg)
B = Distancia a la fila de destroza (m).

Con estos esquemas solamente se carga de explosivo entre un 10 y un 15% del volumen del barreno. Si los barrenos tienen más de 20 m de longitud se recomienda disponer de dos ó más cargas con el fin de obtener una mejor distribución de la energía y conseguir unos mejores resultados. En estos casos aproximadamente el 60% de la carga debe colocarse en el fondo del barreno.

En lo referente a los tapones, existen diferentes tipos: neumáticos y químicos. Los primeros que son los que

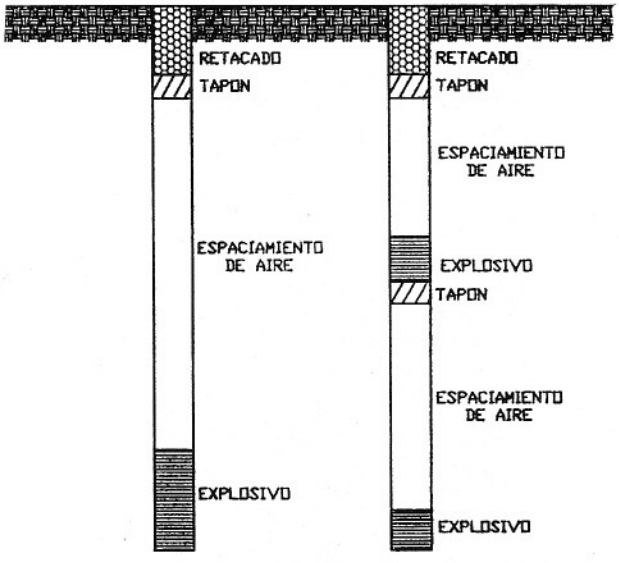


Figura 25.25. *Precorte con espaciamiento de aire con una y dos cargas.*

más se utilizan consisten en una cámara de goma que se infla con aire a presión, una vez introducida en el barreno a la profundidad deseada. Estos tapones disponen de una válvula especial y se comercializan para diámetros de los barrenos de 50 mm a 380 mm, siendo alguna de las marcas más conocidas: «Power plug» y «Hole saver».

Los tapones químicos están constituidos por un cartucho con dos componentes (isocianato y resina polyol), que al reaccionar forman una espuma de poliuretano. El tiempo de formación es de 2 a 5 minutos, y al cabo de 15 minutos solidifica completamente. También se han fabricado tapones de gas, «gas bags», en los que se hace reaccionar bicarbonato sódico con un ácido débil como el vinagre para producir anhídrido carbónico y así inflar el tapón, que habrá sido descendido a la profundidad adecuada mediante una cinta.

La técnica PEA esta, hoy en día, indicada para diámetros de perforación entre 127 y 310 mm, proporcionando menores costes de perforación por metro cuadrado de superficie precortada, debido a:

— Utilización de explosivos convencionales a granel de menor coste que las cargas especiales de precorte.
— Mayores espaciamientos entre barrenos.
— Posibilidad de emplear mayores diámetros de perforación.
— Mayor facilidad de la carga del barreno, que se traduce en menores requerimientos de mano de obra especializada.

El único inconveniente que presenta es la necesidad de disponer de los tapones neumáticos, cuyo precio ha bajado conforme la demanda ha hecho que se comercialicen en cantidades mayores.

El sistema de iniciación ideal consiste en el empleo de NONEL, pues de esta manera no se daña al tapón neumático antes de la detonación de la carga del explosivo y la efectividad del retacado es mayor. No obstante, pueden emplearse también cordones detonantes de bajo gramaje.

El tiempo de carga y preparación de las voladuras puede incluso reducirse, pues en una voladura de 17 barrenos se invierten unos 30 minutos, frente a dos horas o más en un precorte convencional con varios multiplicadores y cargas elementales espaciadas con retacados intermedios.

6.1.2. Otras aplicaciones

Además de utilizarse en las voladuras de contorno, otras aplicaciones de interés son las siguientes:

— **Separación de estéril y mineral.** El explosivo colocado en la zona de mineral produce una fragmentación fina de éste, mientras que ese estéril en el que se dispone la columna de aire queda después de la voladura en trozos gruesos, pudiendo separarse visualmente. Fig. 25.26a.
— **Control de proyecciones.** En la primera fila de barrenos, cuando la dimensión de la piedra es menor que la nominal o la geología es desfavorable. Fig. 25.26b.
— **Disminución de finos.** En algunos minerales la producción de finos supone pérdidas importantes, por lo que modificando el método de carga, Fig. 25.26c, con espaciadores de aire se pueden reducir los finos en un 50% y los consumos específicos de explosivo entre un 15% y un 20% con relación a los convencionales.
— **Producción de escollera.** Fig. 25.26d. La técnica se está empleando con éxito en las voladuras de escollera, con rendimientos de 20 t de material por kilogramo de explosivo, perforando barrenos de 165 mm de diámetro. En este tipo de voladuras interesa frag-

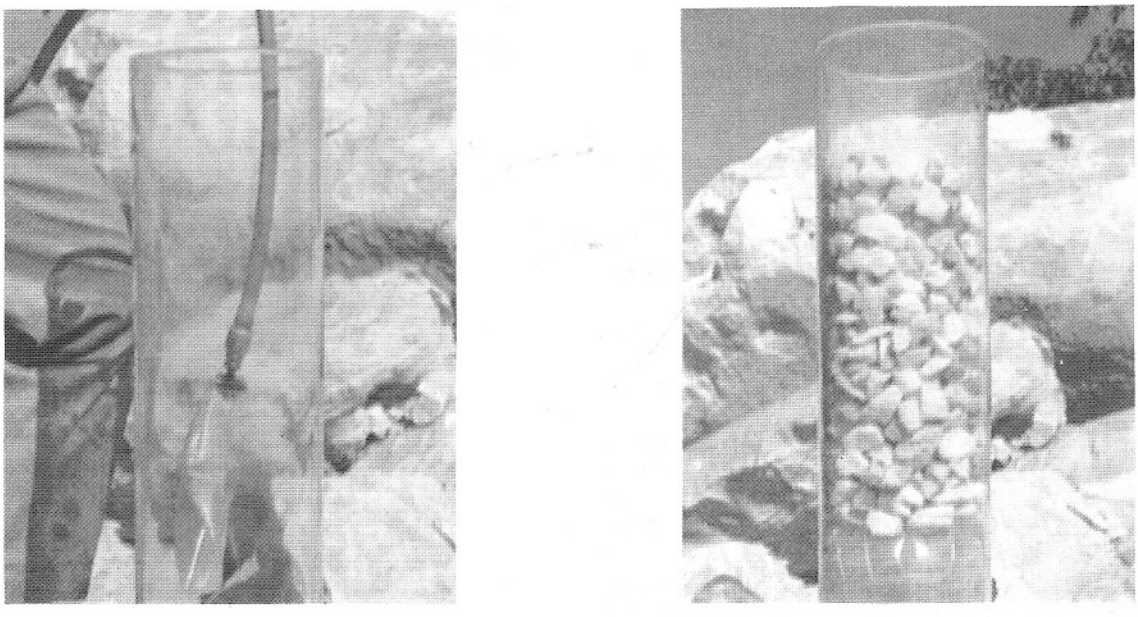


Foto 25.6. *Secuencia de operaciones en el retacado de un barreno.*

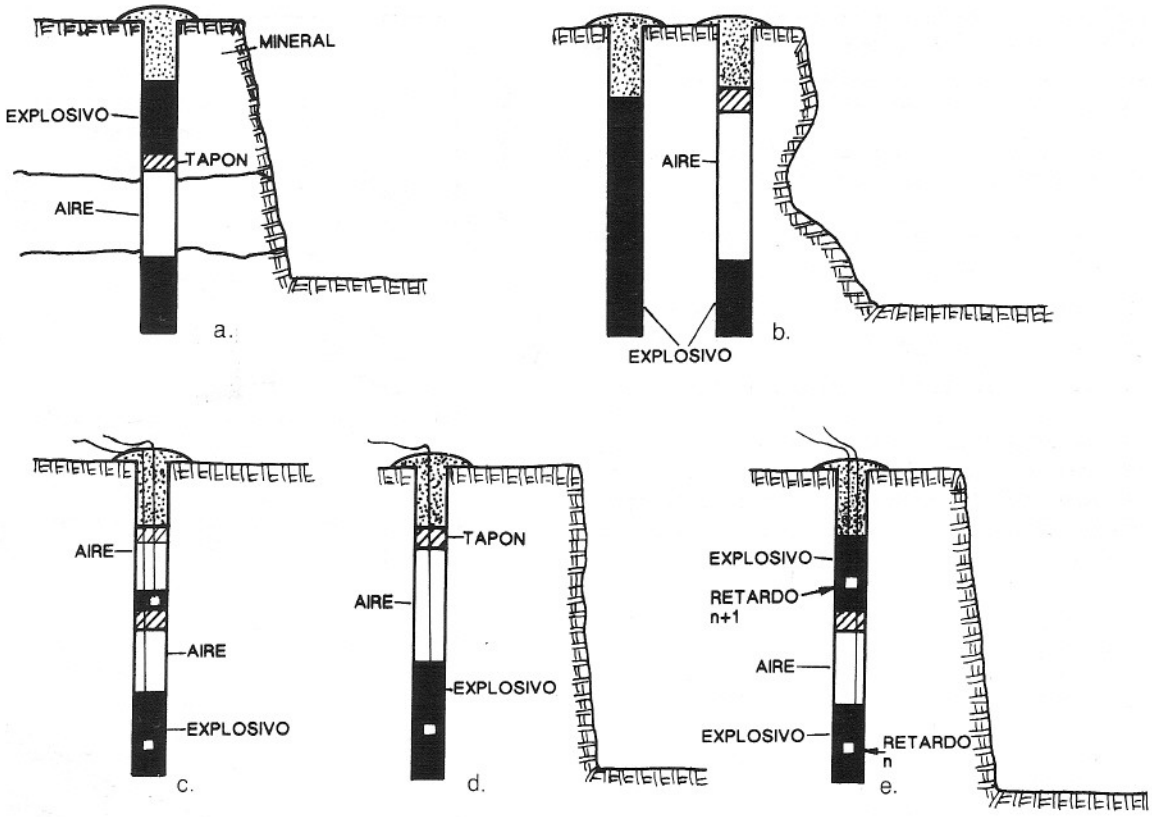


Figura 25.26. *Aplicaciones de la técnica ADP a diferentes tipos de voladuras.*

mentar poco la roca para obtener bloques de gran tamaño.

— **Arranque de bloques de roca ornamental.** La técnica se aplica en los barrenos horizontales y verticales perforados para arrancar bloques de roca ornamental.
— **Control de las vibraciones.** Fig. 25.26e. Para espaciar y secuenciar las cargas elementales dentro de un mismo barreno y disminuir así el nivel de vibraciones, al tiempo que se obtiene un mejor talud y mejora de la fragmentación.

6.1.3. Comparación de costes de las técnicas de precorte

En las Tablas 25.2 y 25.3 se recogen los datos relativos a voladuras de precorte con la técnica convencional y con la de espaciamiento de aire PEA, en dos tipos de roca (roca dura con RC = 150 MPa y RT = 15 MPa, y roca media con RC = 100 MPa y RT = 8 MPa) y supuesto un diámetro de perforación de 150 mm en un banco de 12 m de altura.

Como puede observarse existe una diferencia muy significativa en la reducción de los costes a favor de la técnica PEA, aún en el caso en que se pierda algo del valor estético en el resultado de la voladura debido al mayor espaciamiento entre los barrenos.

Los costes de explosivo incluyen, además de tales productos, los debidos a accesorios de iniciación y los tapones en el caso de la técnica PEA, cuyo precio oscila en el mercado entre las 1.000 y las 1.200 PTA/unidad.

TABLA 25.2. PRECORTE CONVENCIONAL

	Roca dura	Roca media
Densidad de carga (kg/m)	2,4	1,5
Carga de fondo (kg)	5,0	3,6
Espaciamiento (m)	2,4	2,4
Coste de perforación (PTA/m²)	703	564
Coste de explosivo (PTA/m²)	467	309
Coste total (PTA/m²)	1170	873

TABLA 25.3. PRECORTE CON ESPACIAMIENTO DE AIRE

	Roca dura	Roca media
Carga de explosivo	30	16
Espaciamiento (m)	2,7	3,0
Coste de perforación (PTA/m²)	625	452
Coste de explosivo (PTA/m²)	194	118
Coste total (PTA/m²)	819	570

6.2. Otras tendencias

Desde hace varios años, las investigaciones en el campo de las voladuras de contorno se han dirigido hacia el diseño de las «Cargas de Fisuración Controlada». Las ventajas de estas técnicas son:

— Conservación de la integridad estructural y resistente de la roca remanente.

— Mejor adaptación del hueco excavado a las dimensiones del perfil proyectado.
— Menor consumo de explosivo por unidad de superficie recortada. Fig. 25.28.
— Mayor espaciamiento de barrenos y, por tanto, menores necesidades de perforación.

Las técnicas que actualmente están en fase de desarrollo son las siguientes:

a) Cargas especiales de acoplamiento lineal.
b) Barrenos con entalladuras.
c) Cargas entubadas con aristas abiertas.

Las cargas especiales de acoplamiento lineal funcionan de forma semejante a las cargas huecas, dirigiendo la energía del explosivo sobre dos generatrices opuestas diametralmente en el barreno. Fig. 25.27.

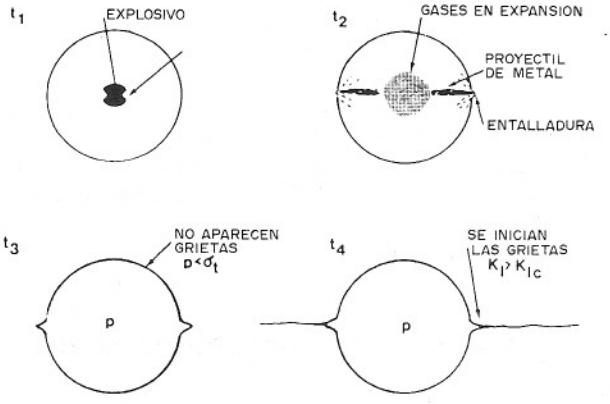


Figura 25.27. *Fases de actuación de las cargas de acoplamiento lineal (Bjarnholt y otros).*

Los barrenos con entalladura consisten en abrir unas grietas en forma de cuña y diametralmente opuestas a lo largo de las cañas, con el fin de dirigir la fracturación originada por la presión de los gases, aprovechando la concentración de tensiones en los extremos de dichas entalladuras. Con esta técnica se han obtenido excelentes resultados, llegando a reducciones del consumo de explosivo entre un 20 y un 50 % del utilizado normalmente. Fig. 25.28.

Para la ejecución material de las entalladuras se utilizan diversos procedimientos:

— Accesorios especiales de perforación, como el representado en la Fig. 25.29.
— Chorro de agua.
— Empleo de cargas de acoplamiento lineal Fig. 25.27.

La tercera técnica es la denominada «Cargas Entubadas con Generatrices Abiertas» que consisten en unos cilindros metálicos que alojan el explosivo en su interior y disponen de unas aberturas laterales. El tubo metálico tiene dos misiones: canalizar la energía del explosivo en las generatrices del barreno enfrentadas

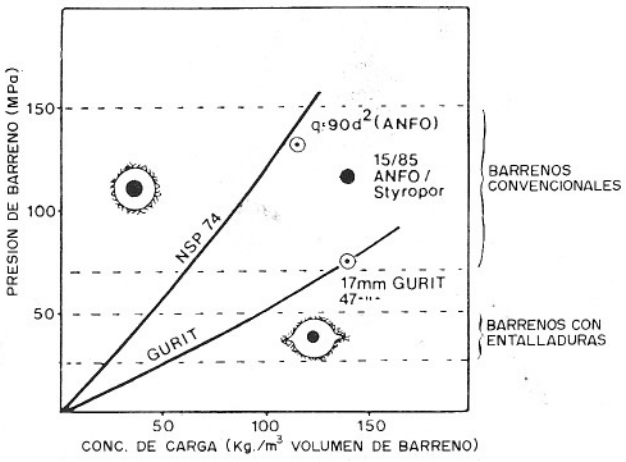


Figura 25.28. *Mejora del rendimiento de las cargas de los barrenos con entalladura (Bjarnholt y otros).*

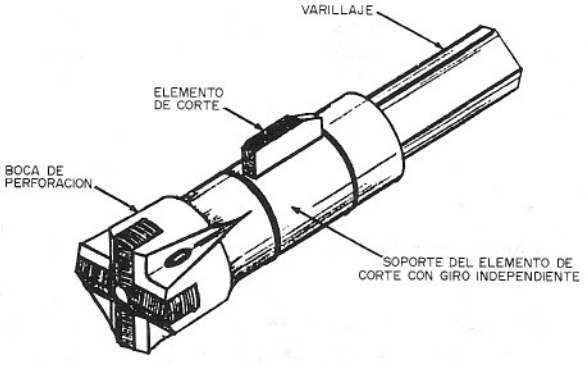


Figura 25.29. *Accesorios de perforación para la creación de entalladuras en los barrenos de contorno.*

con las aberturas y proteger al resto de la superficie abierta en el hueco del barreno.

7. EVALUACION DE RESULTADOS

La evaluación de los resultados obtenidos en una voladura de contorno puede hacerse de forma cuantitativa y cualitativa.

La evaluación cuantitativa se basa en el cálculo del Factor de Cañas Visibles «FCV», que es el cociente entre la longitud de las cañas visibles y la longitud total perforada. Fig. 25.30.

Si bien, la evaluación cuantitativa da un valor que define la calidad de la voladura controlada, es más interesante, en orden a optimizar los resultados, un análisis del conjunto de la superficie creada, como se indica en la Tabla 25.4 para la técnica de precorte, en la que para cada tipo de daños aparecido se indica el posible origen y la solución del problema.

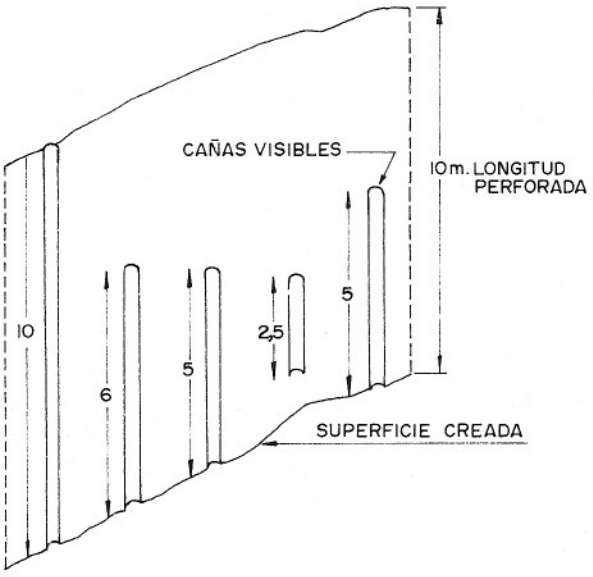


Figura 25.30. *Ejemplo de cálculo del Factor de Cañas Visibles. «FCV».*

8. EJEMPLO DE APLICACION

Se desea calcular el espaciamiento entre barrenos en una voladura de precorte utilizando un diámetro de perforación de 64 mm con cargas continuas de explosivo de 19 mm de diámetro, densidad de 1,1 g/m³ y velocidad de detonación de 4000 m/s. La roca tiene unas resistencias in situ a tracción y compresión de 17,2 y 275 MPa respectivamente:

1. *Presión de Barreno*

$$PB = 228 \times 10^{-6} \rho_e \times \frac{VD^2}{1 + 0{,}8\,\rho_e} = 2134 \text{ MPa.}$$

2. *Presión de Barreno Efectiva*

$$PB = 2134 \times \left[\frac{19}{64} \right]^{2,4} = 2134 \times 0{,}0542 = 115{,}7 \text{ MPa.}$$

Valor inferior a la resistencia a compresión de la roca, luego la configuración de cargas es válida.

3. *Espaciamiento*

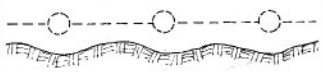
$$S = \frac{64 \times (115{,}7 + 17{,}2)}{17{,}2} = 494{,}5 \text{ mm} \simeq 0{,}5 \text{ m}$$

9. EXTRACCION DE BLOQUES DE ROCAS ORNAMENTALES CON VOLADURAS DE CONTORNO

Se entiende por rocas ornamentales todas aquellas que se utilizan, en forma de bloques o placas, por sus características estéticas (color, textura, brillo, tamaño de grano, etc.), y técnicas (resistencia, facilidad de elaboración, pulido, etc.). Los tipos de roca más comunes pueden clasificarse genéricamente en tres grandes grupos: granitos, mármoles y calizas marmóreas.

Los métodos de arranque consisten en la independización primaria en el macizo rocoso de un gran bloque (100 a 4000 m³), de forma paralepipédica, que

TABLA 25.4. TIPOLOGIA DE DAÑOS EN VOLADURAS DE PRECORTE

TIPOLOGIA DE DAÑOS	PERFIL DE EXCAVACION	ORIGEN DEL PROBLEMA	SOLUCION
Sobreexcavación general		- Voladura de precorte sobrecargada - Fila próxima de destroza sobrecargada	– Disminuir la densidad de carga, aumentar el desacoplamiento, incrementar el espaciamiento – Alejar la fila de destroza, disminuir la presión de barreno, aumentar el retardo entre filas de destroza.
Sobreexcavación alrededor de los barrenos		– La presión de barreno es superior a la resistencia dinámica a compresión de la roca	– Disminuir la densidad lineal de carga y aumentar el desacoplamiento
Sobreexcavación entre barrenos		– Espaciamiento entre barrenos demasiado pequeño	– Aumentar el espaciamiento entre barrenos
Roca saliente entre barrenos		– Espaciamiento excesivo entre barrenos	– Reducir el espaciamiento entre barrenos y aumentar ligeramente la carga

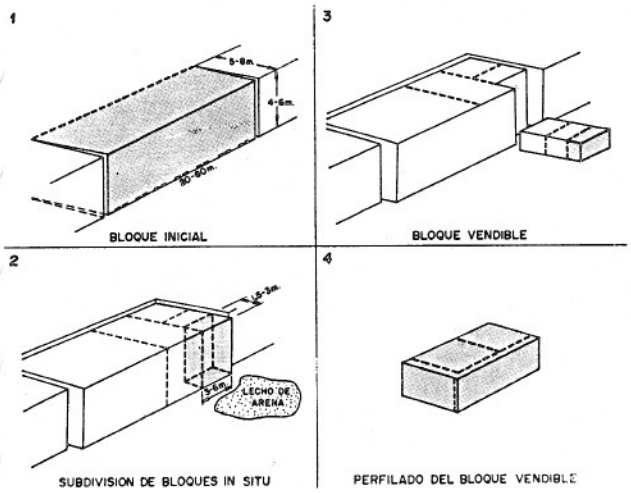


Figura 25.31. *Secuencia de arranque de un bloque.*

a continuación se subdivide hasta alcanzar unas dimensiones fácilmente manipulables y dentro de las gamas que requieren las industrias de transformación, generalmente con unas longitudes entre 1,8 a 3,5 m, espesores entre 1 y 1,50 m y alturas entre 0,9 y 1,2 m.

La técnica de arranque con explosivos se suele utilizar, aunque no de forma exclusiva, pues se aplican sistemas de corte con hilo helicoidal o diamantado, con rozadora de brazo y disco, con lanza térmica y chorro de agua.

Las técnicas de voladuras son un caso particular de las de precorte, pero con ligeras variantes ya que es preciso no dañar a la roca y al mismo tiempo tener en cuenta las propiedades de ésta: resistencia, homogeneidad, esquistosidad, fisuración, etc.

9.1. Variables de diseño

Aunque es difícil dar unas recomendaciones generales de diseño de este tipo de voladuras, pues son muchas las clases de rocas y condiciones de explotación, pueden seguirse los siguientes criterios:

— Diámetro de los barrenos

Los diámetros que se utilizan son normalmente pequeños, de 27 a 40 mm, pues de esta forma se consigue la mejor distribución espacial del explosivo en el plano de fractura.

Los martillos pueden ser manuales o más modernamente montados sobre banqueadores o unidades especialmente diseñadas para hacer taladros alineados, y que disponen de unos bastidores sobre los que se desplaza un carro unido a las deslizaderas de los martillos.

— Espaciamiento

El espaciamiento entre barrenos se debe establecer en función de las propiedades de las rocas y características de la carga de explosivo.

Existen diversos métodos aplicados al cálculo de voladuras de precorte, que con pequeñas modificaciones pueden adaptarse a la extracción de bloques de roca ornamental. A continuación se describen los más importantes.

A. **Fórmula de Calder y Jackson (1981)**

Esta expresión ya ha sido expuesta, y consiste en igualar la resistencia a tracción de la roca a través del plano de corte con la presión ejercida por los gases en las paredes de los barrenos, suponiendo que éstos actúan en un área equivalente al diámetro de dichos taladros.

B. **Fórmula de Berta (1985)**

Propone la siguiente expresión para que exista un equilibrio entre la presión de los gases y la resistencia a tracción de las rocas.

$$S = \frac{2 \times PE_s \times \rho_e \times d^2}{RT \times D} + D$$

donde:

S	= Espaciamiento entre barrenos (mm)
PE_s	= Presión específica (MPa)
ρ_e	= Densidad del explosivo (g/cm³)
d	= Diámetro de la carga de explosivo (m)
D	= Diámetro del barreno(m)
RT	= Resistencia a tracción de la roca (MPa).

C. **Reglas empíricas**

Se basa en la experiencia práctica de que se dispone con rocas similares. Normalmente los espaciamientos se suelen encontrar en el intervalo 4-15D, si bien hay casos especiales en los que por coincidir el plano de corte con una dirección favorable de fracturación esas distancias pueden ser más del doble.

— Consumos específicos

Las cantidades de explosivo necesarias para el corte de un volumen de roca varían ampliamente según el tipo de roca, clase de explosivo y fase de extracción. Como cifras orientativas y cuando se emplea cordón detonante en planos verticales, los valores más comunes son, por unidad de superficie cortada, de 80 a 150 g/m² en los granitos, de 40 a 80 g/m² en los mármoles y de 30 a 60 g/m² en las calizas marmóreas.

— Distribución de carga en los barrenos

Para evitar el astillamiento o fracturación en las esquinas de los bloques, es conveniente emplear barrenos guía vacíos en las proximidades de las superficies libres o en las intersecciones de los planos de corte, Fig. 25.32.

Por otro lado, los barrenos tanto verticales como de levante no se llegan a perforar en toda su longitud, siendo habitual dejar en el granito desde el fondo de los barrenos hasta la arista del bloque una distancia de 20 a 30 cm, Fig. 25.33.

— Retacado

El confinamiento de las cargas de explosivo es necesario para aprovechar el empuje de los gases. Confor-

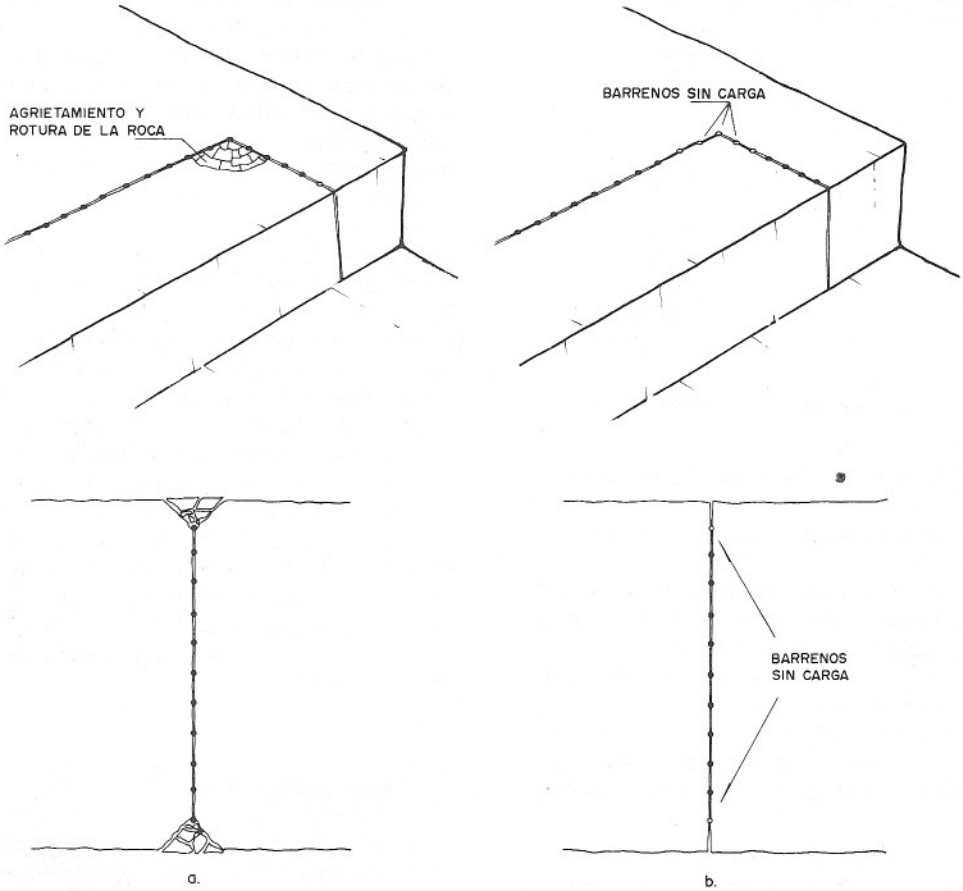


Figura 25.32. *Utilización de barrenos guía en la extracción de bloques.*

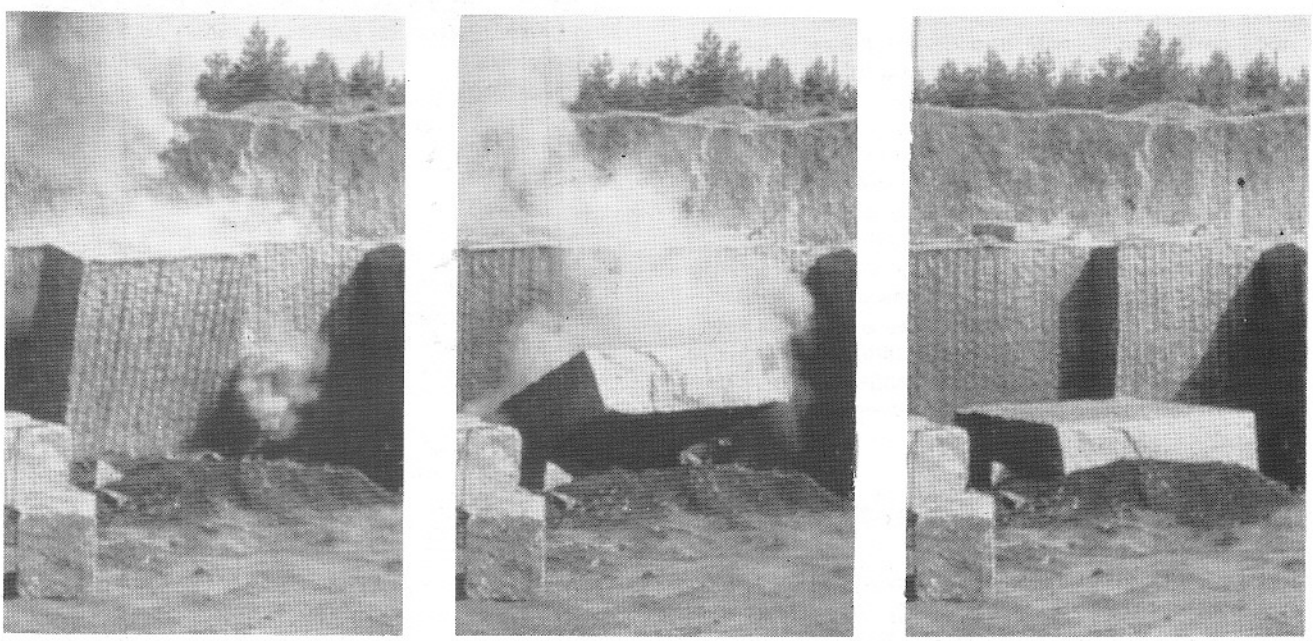


Foto 25.7. *Arranque con voladura de un bloque de granito. (Cortesía de OY Forcit AB).*

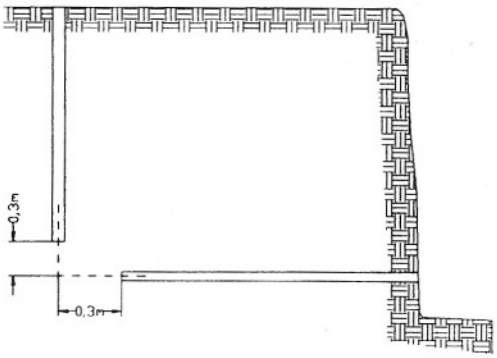


Figura 25.33. *Sección transversal de un bloque.*

me las características de las rocas empeoran las longitudes suelen disminuirse con el fin de que la presión de los gases no actúe demasiado tiempo sobre la roca y pueda dar lugar a daños.

Por lo general, con los cordones detonantes los retacados son pequeños, mientras que con pólvora se necesita un mejor confinamiento de las cargas.

El material que se utiliza suele ser el propio detrito de perforación o tacos de arcilla.

A veces, el retacado se realiza con agua, que permite además transmitir una mayor cantidad de energía a la roca, si se precisa aumentar PB_e para garantizar el corte.

También, cuando se desea evitar el ennegrecimiento de las superficies de fractura se rellenan con arena o detritus de perforación.

— Iniciación

Al igual que en las voladuras de contorno se recomienda la iniciación instantánea de todos los barrenos, mediante empleo de ramales maestros de cordón detonante de bajo gramaje.

De no conseguirse la detonación simultánea de todas las cargas situadas en un mismo plano de corte, la colisión de las ondas no se produciría en los puntos equidistantes entre los barrenos y el plano de fractura podría no ser total o limpio y, además, como consecuencia de las tensiones y desplazamientos diferenciales, por ejemplo por flexión del propio bloque, se podría provocar el agrietamiento de la roca.

Aunque la velocidad de detonación del cordón detonante es elevada, comparada con la distancia entre barrenos, para que la acción de todas las cargas en un mismo plano de corte sea lo más simultánea posible, es aconsejable que el punto de iniciación se encuentre equidistante de los barrenos que se localizan en los extremos de dicha superficie.

9.2. Consideraciones prácticas sobre el uso de explosivos

En muchas canteras la utilización del cordón detonante y la pólvora se realiza de distinta forma, según se apliquen éstos a cortes en planos verticales u horizontales.

Normalmente, en los cortes verticales (de plomo o banqueo) se precisan explosivos que generan una onda de choque fuerte. Esta es la razón de emplear cordón detonante a lo largo de toda la longitud de los barrenos, e iniciarlos en cabeza con el fin de evitar una acumulación de tensiones en la boca de los mismos que daría lugar a descostramientos y fracturación de la roca.

El cordón detonante tiene la ventaja de constituir una carga continua y al mismo tiempo permitir disponer del desacoplamiento necesario. En función de la carga que se precise se podrá usar con un solo ramal o varios de igual o distinto gramaje.

En los cortes horizontales (de levante o realce) está generalizado en algunas explotaciones, como las de granito de Porriño o las de caliza marmórea con estratificación marcada, el uso de la pólvora de mina. Las razones pueden atribuirse, por un lado, a que se aprovechan las características estructurales favorables del macizo rocoso y, por otro, a que como al efectuar los barrenos horizontales se produce una concentración de tensiones en las proximidades de los taladros, debido al propio peso del bloque, las ondas de choque intensas generarían fracturas que tenderían a orientarse verticalmente, ya que la dirección corresponde a la de menor resistencia al corte.

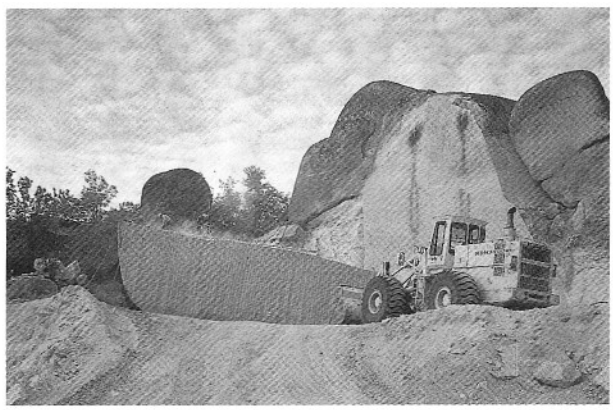


Foto 25.8. *Corte de un gran bolo de granito mediante dos barrenos con entalladuras y pólvora negra.*

Se ve, pues, la conveniencia de usar un explosivo que desprenda un gran volumen de gases, como la polvora, que permita alcanzar la presión necesaria en los barrenos para superar la resistencia a la tracción correspondiente al plano de levante y a contrarrestar el efecto del propio peso del bloque.

La existencia de planos preferenciales de fractura en algunos granitos tiene una explicación científica. Así, por ejemplo, en el caso del granito Gris Perla, el *«andar»* principal o *«levante»*, subhorizontal, coincide con una orientación preferente de los feldespastos, debido a la coincidencia en dicho plano de las secciones mayores de los fenocristales y, consecuentemente, de elementos cristalográficos (planos de maclas, planos

de exfoliación, bordes de cristales, etc.), que lo configuran como la superficie de mayor debilidad.

Otros granitos, como los extremeños, no presentan direcciones preferenciales de fractura.

9.3. Optimización del diseño de voladuras de corte

El diseño de las voladuras de corte se debe realizar para cada cantera específica cubriendo una serie de etapas. La primera consistirá en el estudio de las características estructurales y propiedades dinámicas de las rocas para el cálculo posterior de los parámetros de la voladura.

En la segunda etapa se efectuarán voladuras de prueba hasta conseguir los resultados prácticos deseados, evaluando las pérdidas de material en cada caso y los costes inherentes de cada esquema.

Valorando las citadas pérdidas por unidad de volumen, se podrá determinar el esquema óptimo, sin más que añadir los costes de perforación y de explosivos, y que coincidirá con el mínimo coste de la curva total, Fig. 25.34.

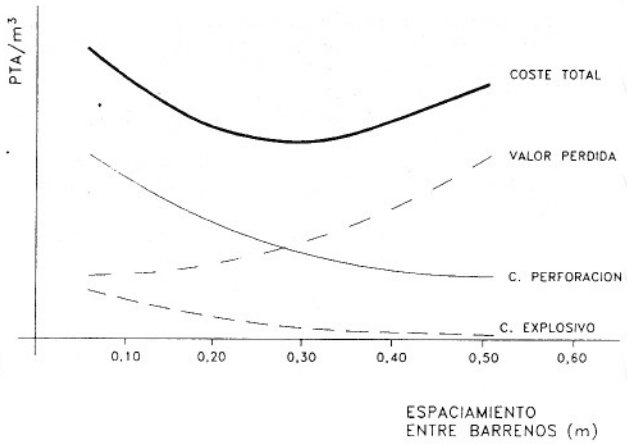


Figura 25.34. *Optimización del espaciamiento entre barrenos.*

9.4. Ejemplo de cálculo

Se desea extraer un bloque de granito mediante perforación de barrenos y voladura con cordón detonante. Los datos de partida son:

- Resistencia a tracción de la roca — RT = 10 MPa
- Diámetro de perforación — D = 0,032 m
- Diámetro del ánima de pentrita del cordón detonante — d = 0,0034 m
- Densidad de la carga de pentrita — ρ_e = 1,3 g/cm³
- Presión Específica — PE_s = 1200 MPa

¿Cuál debe ser el espaciamiento entre barrenos? Aplicando la ecuación de Berta resulta:

$$S = \frac{2 \times 1200 \times 1,3 \times 0,0034^2}{10 \times 0,032} + 0,032 = 0,14 \text{ m}$$

La relación «S/D» es igual al 4,37, que está dentro del intervalo práctico de 4 a 15D.

Si la roca fuera de peor calidad con una Resistencia a Tracción de 5 MPa, el espaciamiento debería aumentarse a S = 0,26 m.

BIBLIOGRAFIA

- BERTA, G.: «L'Explosivo Strumento Di Lavoro». Italexplosivi, 1985.
- BJARNHOLT, G., et al.: «A Linear Shape Charge System for Contour Blasting». SVEDEFO, 1982.
- CALDER, P. N., and BAUER, A.: «Pre-split Blast Design for Open Pit and Underground Mines». 5.° International Congress on Rock Mechanics. Melbourne, 1983.
- CHERNIER, R., and CURRIE, J.: «Controlled Blasting Practice at Cominco Copper Division's Valley Mine». CIM, Bulletin, july 1985.
- CHIRONIS, N. P.: «Air-Shock Blasting-Smoother Blasts for your Buck». Coal Age. November, 1987.
- CHIRONIS, N. P.: «Innovations Enhance the Power of Explosives». Coal, July, 1990.
- CHIRONIS, N. P.: «Air-Shock Idea Blasts Riprap». Rock Products. May, 1990.
- DAY, P. R., and WEBSTER, W. K.: «Controlled Blasting to Minimize Overbreak with Big Boreholes Underground». CIL Inc. CIMM Annual Meeting, Calgary, Alberta, 1981.
- FOURNEY, W. L., et al.: «Fracture Control with a Ligamented Split Tube Charge». Rock Mechanics Applications in Mining, AIME, 1977.
- HAGAN, T. N.: «Smoother Sounder Walls in Surface Operations Through Redesigned Primary Blasts». Institution of Engineers Australia. May, 1977.
- HANCOCK, A. W. J. Y LILLY, P. A.: «Current Drilling and Blasting Practice at Mount Tom Price Mine, Western Australia». The Planning and Operation of Open-Pit and Strip Mines. Johannesburg, SAIMM. 1986.
- HELTZEN, A. M., and KURE, K.: «Blasting with ANFO/Polystyrene Mixtures». SEE, 1980.
- HOEK, E.: «Underground Excavations in Rock». London, 1980.
- HOEK, E.: «Impact of Blasting Damage on Stability of Rock Structures». Golder Associates, 1985.
- HOLMBERG, R.: «Charge Calculations for Tunneling». Underground Mining Methods Handbook. AIME, 1981.
- HOLMBERG, R., et al.: «Improved Stability Throught Optimized Rock Blasting». Svedefo, 1984.
- KIDMAN, V. T.: «Entrapped Air Blasting at Mt. Newman Mining Co. Pty Limited». The Planning and Operation of Open-Pit and Strip Mines. Johannesburg, SAIMM, 1986.
- KONYA, C. J. and WALTER, E. J.: «Surface Blast Design». Prentice Hall, 1990.
- LADEGARD-PEDERSEN, A., et al.: «Investigation of Presplitting and Smooth Blasting Techniques in Construction Blasting». University of Maryland, 1974.
- LARSSON, B., et al.: «Cost Savings and Improved Stability Through Optimized Rock Blasting». Stability in Underground Mining, AIME.
- LOPEZ JIMENO, C. et al.: «Diseño de Voladuras en Canteras de Roca Ornamental». INGEOPRES, núm 16. Febrero, 1994.

— LOPEZ JIMENO, E., y LOPEZ JIMENO, C.: «La Voladura de Precorte como Técnica de Ejecución de los Taludes Finales». Tecniterrae, abril-mayo 1983.
— MCKKOWN, A. F.: «Some Aspects of Design and Evaluation of Perimeter Control Blasting in Fractured and Weathered Rock». S.E.E., 1984.
— MELLOR, M.: «Controlled Parameter Blasting in Cold Region». Tech. Report, 267. Corp. of Engineers U.S. Army, 1975:
— RIOS, J. Y URCELAY, I.: «Extracción de Mármol con Explosivos». Canteras y Explotaciones. Marzo, 1990.
— SINGH, S. P.: «Blast Desing in Monumental Stone Quarries». International Journal of Surface Mining. 2. 1988.
— STEMLOCK, INC.; «Uses for Stemlock Gas Bags». 1992.
— SVANHOLM, B., et al.: «Smooth Blasting for Reliable Underground Openings». Storage in Excavated Rock Caverns-Rock Store, 1977.
— THIARD, R., et al.: «Techniques de Découpage à l'Explosif». Industrie Minérale-Les Techniques, février 1984.
— UREKAR, F. Y PANKHURST, R. B.: «Air-Decking Techniques for Controlled Blasting in Open Pits». CIM Bulletin, September, 1988.

Capítulo 26

VOLADURAS SUBACUATICAS

1. INTRODUCCION

Las voladuras subacuáticas o submarinas se aplican en diversos tipos de obras tales como: profundización de puertos y cauces fluviales, excavación de trincheras para la instalación de oleoductos, gaseoductos y cables de comunicación, tomas de agua para centrales eléctricas y fábricas, demolición de pilares y naves hundidas, excavación para cimentaciones de las obras civiles, explotación de yacimientos consolidados, etc.

Todos esos trabajos requieren un grado de especialización y experiencia mayores que los que se necesitan en las obras a cielo abierto. Algunos factores que deben considerarse para la buena consecución de este tipo de voladuras son:

— La perforación y la carga de los barrenos se realizan en la mayoría de los casos desde la superficie y con equipos especiales.
— Los consumos específicos de explosivo son de 3 a 6 veces mayores que los utilizados en las voladuras en banco a cielo abierto.
— Los resultados en cada una de las pegas deben ser satisfactorios, pues, la fragmentación secundaria es difícil y muy costosa.
— Los explosivos y sistemas de iniciación tienen que ser resistentes al agua y a la presión hidrostática.
— Los efectos ambientales perturbadores son más acusados, pues las vibraciones terrestres suelen ir acompañadas de componentes de baja frecuencia y la onda de choque hidráulica tiene un radio de acción importante.

2. METODOS DE EJECUCION

La fragmentación de la roca bajo una lámina de agua puede llevarse a cabo con o sin la perforación de barrenos. En el primer caso, los principales inconvenientes que se plantean son:

— Desconocimiento general del macizo rocoso y falta de precisión en la topografía.
— Dificultades para mantener abiertos los barrenos de manera prolongada.
— Difícil control del emboquille y desviación de los barrenos.
— Complicada planificación y control de las operaciones.
— Riesgo de transmisión de la detonación entre cargas.
— Costosas operaciones de taqueo y excavación de repiés.

Dentro de este grupo los métodos principales de ejecución son:

a) A través de un relleno.
b) Desde la superficie con pontonas flotantes y plataformas autoelevables.
c) Bajo el agua con submarinistas o buzos.

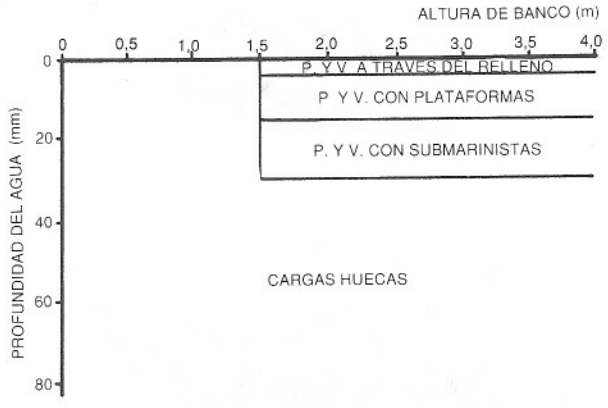


Figura 26.1. *Campos de aplicación económica de los diferentes métodos de perforación según alturas de banco y profundidades de agua.*

a) Cuando la profundidad del agua no es demasiado grande, por debajo de los 4 metros, suele ser ventajoso rellenar el área a excavar con material rocoso y perforar y cargar los barrenos a través de ese relleno.

b) La perforación desde el exterior se realiza con dos tipos de estructuras diferentes: pontonas flotantes y plataformas autoelevables.
No existe un diseño estándar, pues muchas de esas estructuras se construyen para trabajos específicos y una vez finalizados se desmantelan. La elección por uno u otro tipo depende de las condi-

ciones ambientales, mareas, oleaje, etc., y de la envergadura de la obra. La perforación desde plataforma autoelevable elimina en gran parte las interrupciones debidas a los agentes exteriores, pero se precisa una mayor inversión inicial, pues se necesitan mecanismos de accionamiento para la elevación de la plataforma sobre sus pies.

La superficie de trabajo, que se configura en forma de taller, es función del volumen de excavación, que a su vez condiciona el número de equipos principales y auxiliares. Los primeros son las perforadoras, los compresores y calderines, y los segundos, los grupos electrógenos, los cabrestantes, los mecanismos de accionamiento, el polvorín, el almacén, las cabinas de control y oficinas, etc.

En la Fig. 26.2 se representan dos tipos de pontonas flotantes, según que la perforación se ejecute lateralmente (a), o desde el interior de la misma (b), y una plataforma autoelevable (c).

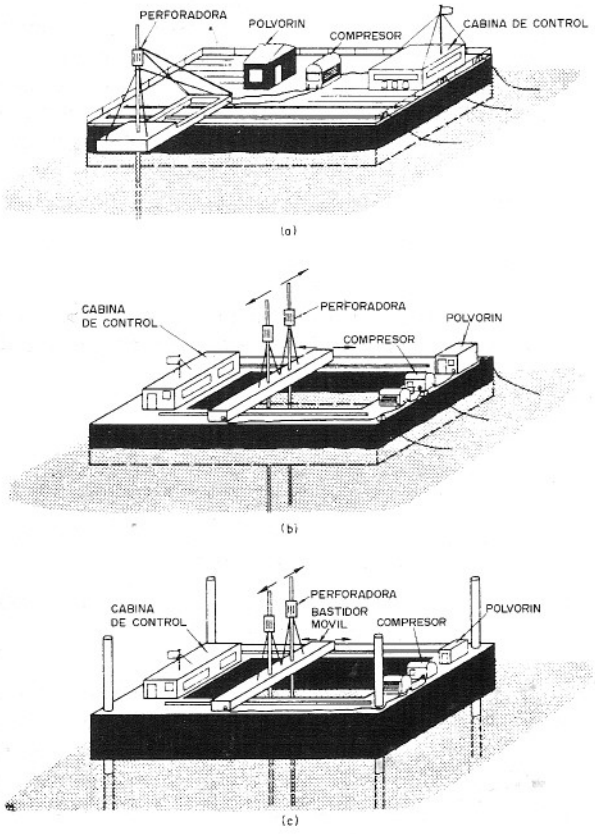


Figura 26.2. *Tipos de pontonas flotantes y plataforma autoelevable.*

La finalidad que se persigue con estas estructuras es realizar el máximo número de barrenos y operaciones desde las mismas, independientemente de las condiciones reinantes. Además, las perforadoras suelen ir montadas en altas torres o mástiles que permiten disminuir las maniobras de prolongación del varillaje y entubado. Fig. 26.3.

A su vez, las unidades de perforación van montadas sobre unos bastidores que posibilitan el desplazamiento individual de cada una de ellas, perforándose así una fila de barrenos, y con el movimiento del propio bastidor ejecutar de igual forma la fila siguiente. De esta manera, se cubre una gran superficie sin necesidad de cambiar de posición la plataforma y se consigue disminuir el tiempo de ciclo.

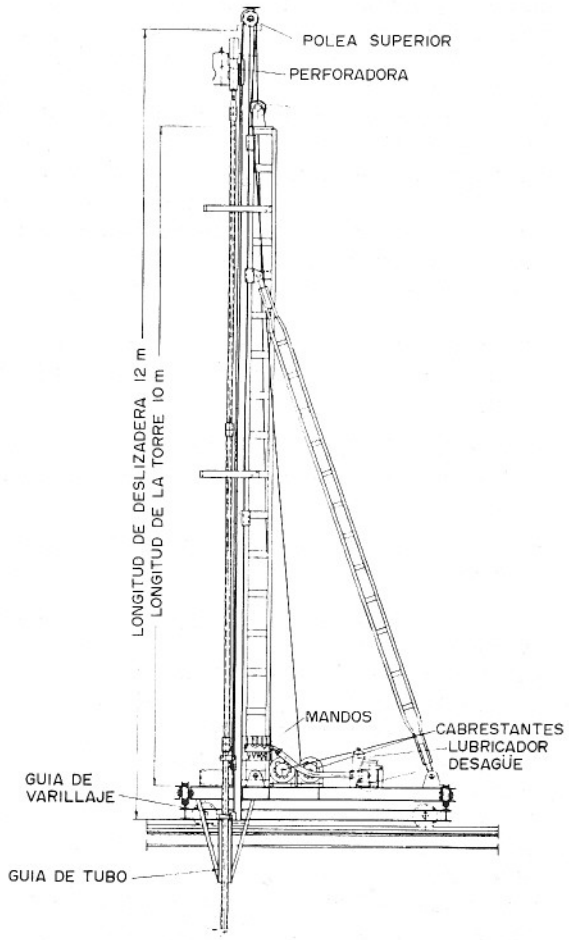


Figura 26.3. *Mástil de perforadora (Atlas Copco).*

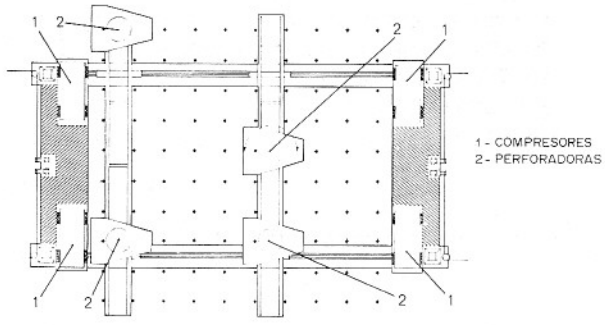


Figura 26.4. *Croquis de plataforma autoelevable con bastidor móvil (Atlas Copco).*

Las pontonas flotantes se amarran a varios puntos fijos, con el fin de impedir los movimientos hori-

zontales y permitir en su momento el cambio de posición. El efecto vertical del oleaje se puede contrarrestar con dispositivos especiales en los equipos de perforación que mantienen un empuje constante sobre el fondo del barreno. Los cabrestantes se accionan por aire comprimido, energía hidráulica o eléctrica. Especiales precauciones deben tomarse en este último caso para evitar la ignición fortuita de los detonadores eléctricos por causa de las derivaciones de corrientes.
Las ventajas principales de estos métodos son:

— La perforación y carga de los barrenos se realiza desde la superficie en condiciones más favorables.
— Los rendimientos son altos.
— La visibilidad en el agua no afecta a los trabajos.
— Los costes debidos a los submarinistas son menores.

Por el contrario el principal inconveniente que presentan es la elevada inversión inicial en la construcción de las estructuras y equipamientos.
En cuanto al procedimiento de perforación, normalmente se emplean equipos especiales tipo OD u ODEX, que se han descrito en la primera parte de este manual. El primero dispone de un tubo exterior que posee en su extremo una corona de carburo de tungsteno con la que se perfora el recubrimiento, y una vez que llega al lecho rocoso penetra unos 10 ó 30 cm consiguiendo que el resto del barreno que se perfora con el varillaje interior no se vea afectado por el material suelto.
El equipo ODEX consiste en un escariado que se practica con una boca excéntrica que, al abrir un orificio mayor, posibilita el entubado continuo del barreno. La perforación puede interrumpirse en el momento adecuado y proseguir con un equipo normal. En este caso, puede usarse martillo en fondo o en cabeza.

En el tercer método, los submarinistas o buzos utilizan martillos de mano o carros sumergibles de perforación. Sólo es practicable económicamente en pequeños trabajos con áreas a excavar entre 50 y 75 m^2 y con profundidades de agua (entre 15 y 30 m). Presenta numerosos inconvenientes, entre los que cabe destacar:

— Es costoso y requiere mucha mano de obra.
— La calidad y precisión de los trabajos dependen de la habilidad de los operadores y condiciones imperantes.
— No es aplicable a grandes alturas de banco.
— La superficie del fondo debe estar limpia de lodos y fango.
— La carga y disparo de los barrenos es difícil.
— Debe conectarse una manguera al escape de los martillos para que la capacidad de trabajo de éstos no se vea reducida.
— Con carros móviles de perforación la topografía del fondo debe ser regular y suave.

Por último, la fragmentación sin barrenos se estudia en el epígrafe 7 de este capítulo.

3. CALCULO DE CARGAS Y ESQUEMAS DE PERFORACION

Las diferencias básicas entre una voladura en banco y una voladura subacuática estriban en que, generalmente, en esta última sólo se dispone de una superficie libre, que el agua y el material de recubrimiento que gravita encima de la roca ejerce un empuje o presión, y que los errores de emboquille y desviación de los barrenos pueden provocar una mala rotura de la roca y la transmisión de la detonación entre cargas.

En el cálculo del consumo específico se utiliza la fórmula:

$$CE = 0{,}5\ (kg \times m^{-3}) + 0{,}1\ (kg \times m^{-3}) \times H_e \times 1\ (m^{-1})$$

donde «H_e» es la altura equivalente de la columna de agua y material de recubrimiento expresados en altura de roca:

siendo:

$$H_e = \frac{\rho_a}{\rho_r} \times H_a + \frac{\rho_{mr}}{\rho_r} \times H_{mr} + H_r$$

ρ_a, ρ_{mr}, ρ_r = Densidades del agua, material de recubrimiento y roca.

H_a, H_{mr}, H_r = Alturas de agua, material de recubrimiento y roca.

Los consumos específicos oscilan normalmente entre 0,5 y 3 kg/m^3 pero, además existe otro factor determinante en el cálculo de esos valores que es el equipo de dragado empleado en el desescombrado de las voladuras. En la Tabla 26.1 se indican las granulometrías

TABLA 26.1

TIPO DE DRAGA	GRANULOMETRIA MAXIMA (cm)	CONSUMO ESPECIFICO CE (kg/m^3)
Rosario de cangilones	60	0,5 - 3
Cortadora-Succionadora	30	1
Cuchara bivalva	30	1
Cuchara excavadora	80	0,5 - 2,5

máximas y los consumos medios de explosivo que son habituales para cada tipo de draga.

Las fases de cálculo de los esquemas de perforación y cargas de los barrenos, son las siguientes:

1. Consumo específico de explosivo CE (kg/m³)

$$CE = f\,(H_a,\ H_{mr},\ H_r,\ \rho_a \ldots)$$

2. Elección del diámetro de los barrenos, D (mm).

En la Tabla 26.2 se indican los diámetros de perforación recomendados para diferentes alturas de banco.

TABLA 26.2

DIAMETRO DE PERFORACION D (mm)	ALTURA DE BANCO H (m)
30	0 - 3
40	2 - 5
51	3 - 8
70	5 - 15
100	6 - 20

3. Concentración lineal de carga, q_l (kg/m)

$q_l = f\,(D, \rho_e, p)$ siendo «p» la presión de carga del explosivo.

4. Superficie de arranque efectiva, A_a (m²)

$$A_a = \frac{q_l}{CE}$$

5. Esquema de perforación, B y S (m)

Lo habitual es disponer los barrenos con una malla cuadrada «S = B», luego $B = \sqrt{A_a}$.

6. Sobreperforación, J (m)

Se suele tomar «J = B» para mallas cuadradas, pero si el esquema es al tresbolillo y la roca rompe bien en el fondo se modificará de acuerdo con la Tabla 26.3.

TABLA 26.3

TIPO DE ESQUEMA	ANGULO DE ROTURA		
	90°	80°	70°
Cuadrado	0,70 B	0,88 B	B
Al tresbolillo	0,56 B	0,70 B	0,90 B

7. Volumen de roca volada, VR (m³)

Es el volumen nominal más el de la sobreexcavación que se produce en forma de cono invertido.

$$VR = A_a \times H + \frac{A_a \times J}{3} = A_a \times (H + J/3)$$

8. Carga por barreno, Q_b (kg)

$$Q_b = CE \times VR$$

9. Longitud de la columna de carga, l (m)

$$l = \frac{Q_b}{q_l}$$

10. Longitud de retacado, T (m)

$$T = L - l$$

Normalmente, la longitud de retacado es «15 D» con un valor mínimo de 50 cm, pero si no existen limitaciones ambientales los barrenos se cargan en toda su longitud, siendo la propia presión del agua la que confina los gases de explosión. Esto permite incluso abrir sensiblemente, la malla de perforación.

Ejemplo

Se desea efectuar una voladura subacuática de un banco de roca de 5 m de altura que se encuentra bajo una lámina de 10 m. El diámetro de perforación es de 51mm y se dispone de una cargadora neumática con la que el explosivo alcanza una densidad dentro de los barrenos de 1,3 g/cm³. La roca posee una densidad media de 2,5 t/m³.

1. $H_e = \frac{1}{2,5} \times 10 + 5 = 9$ m

   $CE = 0,5 + 0,1 \times 9 = 1,4$ kg/m³

2. $q_l = \frac{\pi \times 5,1^2}{4} \times 100 \times 1,3 \times \frac{1}{1000} = 2,66$ kg/m

3. $A_a = \frac{2,66}{1,4} = 1,9$ m²

4. $B = \sqrt{1,9} = 1,38$ m

   $S = 1,38$ m

5. Se considera que el esquema de perforación es al tresbolillo con un ángulo de rotura de 70°.
   $J = 0,9 \times 1,38 = 1,24$ m

6. $VR = 1,9 \times \left[5 + \frac{1,24}{3}\right] = 10,28$ m³

7. $Q_b = 1,4 \times 10,28 = 14,39$ kg

8. $l = \frac{14,39}{2,66} = 5,41$ m

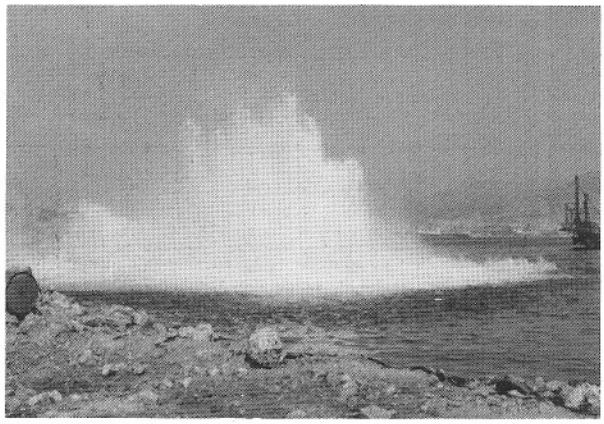


Foto 26.1. *Voladura submarina.*

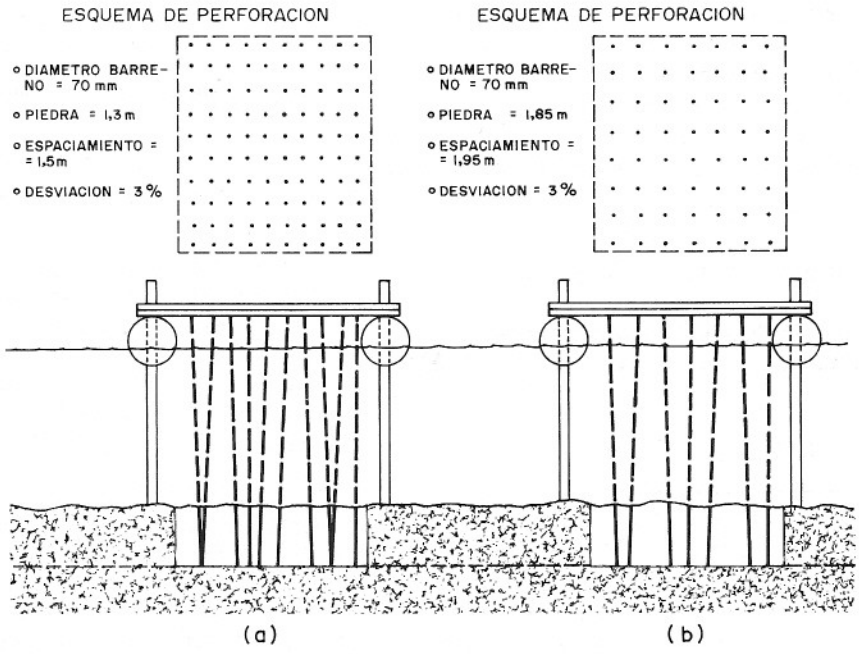


Figura 26.5. *Carga manual (a). Carga mecanizada (b).*

9. T = (5 + 1,24) − 5,41 = 0,83 cm, que equivale a «16 D» aproximadamente.

4. CARGA DE LOS BARRENOS Y SISTEMAS DE CEBADO

Esta operación puede efectuarse manualmente o con cargadoras de explosivo, de aire comprimido o agua a presión. Las ventajas de las cargadoras son numerosas y se derivan de las mayores densidades de carga conseguidas. Como consecuencia de ello, es posible abrir los esquemas reduciendo no sólo el coste de perforación, sino incluso, el peligro de transmisión de la detonación entre barrenos, Fig. 26.5, que en muchas ocasiones se debe a la falta de alineación de los mismos.

Las densidades de carga se incrementan con estos equipos entre un 15 y un 40 % con respecto a las conseguidas manualmente.

El método de carga consiste en, una vez retirado el varillaje interior, introducir una manguera de plástico o de aluminio dentro del barreno, el equipo se conecta a la red de aire comprimido y mediante válvulas reductoras, se consigue una presión de 300 kPa, que impulsan los cartuchos depositados en la cámara de carga, la cual, a su vez, dispone de una válvula de seguridad y cierre automático. Los rendimientos obtenidos pueden ser de 300 kg/hora-operario con cartuchos de 25 mm. Para profundidades superiores a los 20 m es aconsejable emplear agua como fluido de impulsión, ya que de esta forma se reduce la contrapresión.

Si no se emplea este sistema, el explosivo puede colocarse utilizando cargas prefabricadas, consistentes en unas vainas de plástico en cuyo interior van colocados los cartuchos.

El cebado de los barrenos se realiza normalmente con cordón detonante, que se deja a lo largo de la caña de los mismos, y su recuperación se lleva a cabo enhebrándolo con una anilla que se desciende exteriormente a la tubería de revestimiento. Fig. 26.6.

La iniciación de cada cordón se efectúa desde el exterior colocando un detonador eléctrico con posterioridad a la perforación y carga de todos los barrenos que constituyen la pega, y siempre después de retirar las plataformas de perforación. En las conexiones se usan conectadores para asegurar el aislamiento del circuito y se colocan fuera del agua sobre pequeños flotadores o boyas.

Cuando se utilicen detonadores eléctricos o de tipo Nonel dentro de los barrenos, se recomienda colocar dos por cada taladro, especialmente en las voladuras a gran profundidad. En estos casos, y por razones de seguridad el cartucho cebo debe ser el último en introducir.

Los cordones detonantes y detonadores eléctricos en este tipo de voladuras deben ser especiales con unas características de aislamiento y resistencia al agua elevadas.

En España, para este tipo de excavaciones deben seguirse las especificaciones recogidas en la ITC 10.3-01 apartado 3.3, sobre voladuras bajo el agua.

5. TIPOS DE EXPLOSIVOS

Los explosivos empleados en estos trabajos deben tener una composición química tal que no se altere

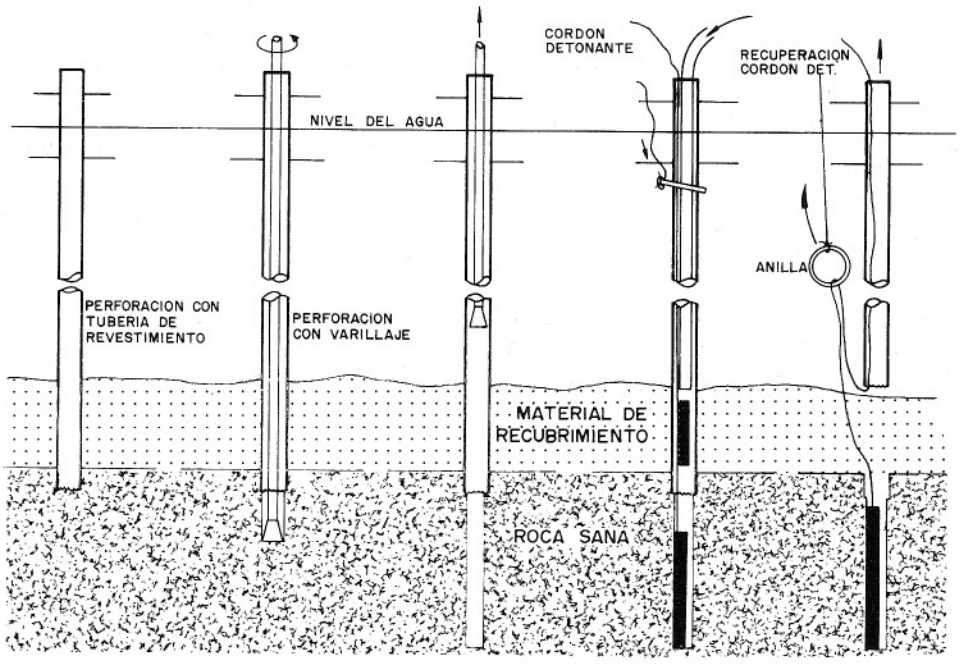


Figura 26.6. *Carga de los barrenos.*

demasiado su sensibilidad a la iniciación por encontrarse, incluso varios días, bajo el agua. Esto se consigue normalmente con un mayor contenido en nitroglicerina pero, contrariamente, se presentan serios problemas al aumentar la posibilidad de transmisión de detonación entre barrenos y el riesgo en las operaciones de dragado, si quedan algunos restos de explosivo. Según Langefors debe cumplirse:

$$q_l \text{ (kg/m)} \geq 0{,}75\ DS^2 \text{ (m)}$$

para que a una distancia «DS» no exista auto-excitación.

Actualmente, el desarrollo de las papillas y emulsiones explosivas ha permitido conseguir una mayor seguridad y rendimientos en las voladuras, así como reducir los niveles de vibración al ser menor la posibilidad de detonación por simpatía.

6. EFECTOS AMBIENTALES ASOCIADOS A LAS VOLADURAS SUBACUATICAS

Los principales problemas originados por las explosiones bajo agua son:

a) **Vibraciones terrestres.** Son más importantes cuando el explosivo se encuentra dentro de barrenos perforados en la roca. También, las ondas suelen ir acompañadas de componentes de baja frecuencia.
Este tipo de alteraciones será objeto de un análisis más detallado en el Capítulo 32.

b) **Onda de choque hidráulica.** Daños a estructuras cercanas o embarcaciones, a submarinistas situados en las inmediaciones de las voladuras, así como a la fauna acuática existente.

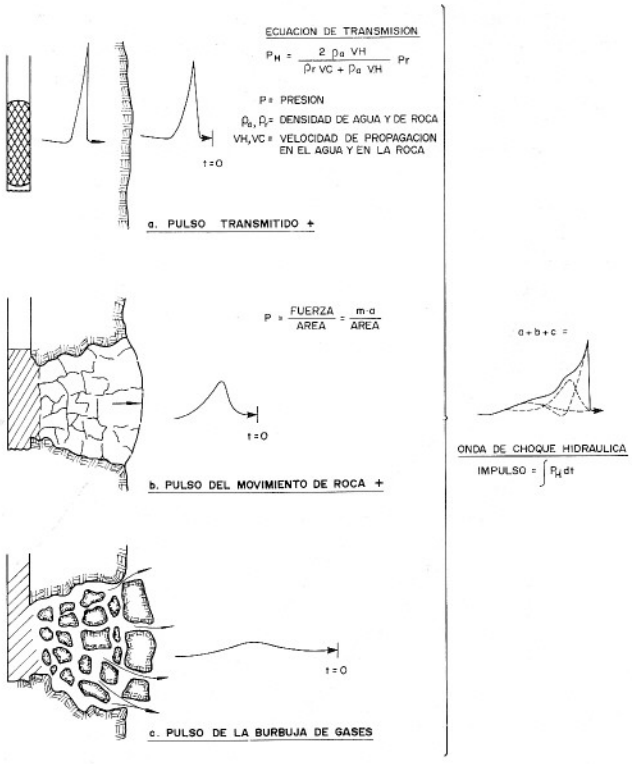


Figura 26.7. *Modelo de formación de una onda de choque hidráulica (Comeau, 1982).*

En el agua, la energía de explosión se transmite con una gran eficiencia, dada la baja compresibilidad de dicho líquido, por lo que la onda de choque tiene un alto poder destructivo incluso a gran distancia. La velocidad de propagación disminuye conforme nos alejamos del punto de detonación, hasta alcanzar la velocidad sónica VH= 1435 m/s.

La presión máxima alcanzada en el límite de la carga llega a ser de 10^7 kPa, a unos pocos metros esa presión se reduce a 10^5 kPa y a una gran distancia llega a ser 10^4 kPa. La duración del impulso es sin embargo muy pequeña, por lo que incluso en el caso más desfavorable, se mide en cientos de microsegundos.

La correcta planificación de los trabajos de voladura requiere el conocimiento básico de las leyes de presión, impulso y duración de las ondas de choque hidráulico.

En la práctica de las voladuras subacuáticas, se aplican generalmente las ecuaciones enunciadas por Cole. Para cargas de TNT libremente suspendidas (ρ_{TNT} = 1,52 g/cm^3), las ecuaciones de la presión e impulso son las siguientes:

$$P_H\,(MPa) = 55{,}5 \times \left(\frac{\sqrt[3]{Q}}{DS}\right)^{1{,}13}$$

$$I_H\,(Pa \cdot s) = 5760\,\sqrt[3]{Q}\left(\frac{\sqrt[3]{Q}}{DS}\right)^{0{,}89}$$

Si se utilizan otros explosivos el factor de corrección «C*» que se debe aplicar es:

$$C^* = \frac{VD^2 \times \rho_e}{VD^2_{TNT} \times \rho_{TNT}}$$

Las presiones primarias de pico cuando las cargas se detonan en el interior de los barrenos abiertos en la roca, se reducen a un 10% o un 15% de las que corresponde a las cargas suspendidas. Fig. 26.8.

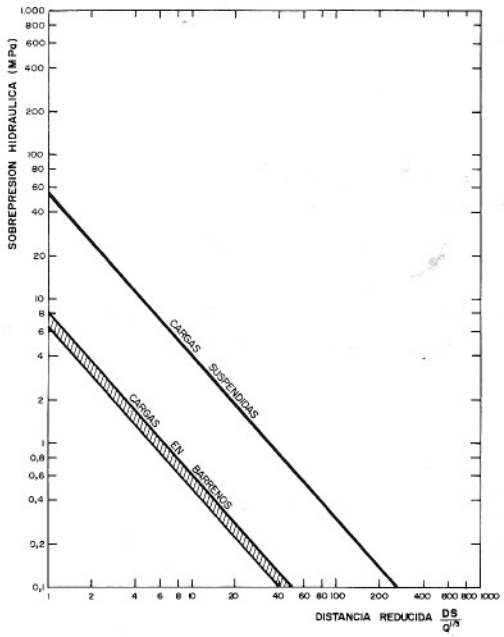


Figura 26.8. *Sobrepresión hidráulica producida por cargas suspendidas de TNT dentro del agua y confinadas en barrenos.*

De Raadt ha introducido un nuevo método empírico basado en el concepto de «Límite de Burbuja» por el que estima las distancias y cantidades máximas de cargas suspendidas para no producir daños a objetos sumergidos en las proximidades. El cálculo de dicho parámetro se realiza con la ecuación:

$$R_b\,(m) = 1{,}5 \times Q^{1/3}\,(kg)$$

donde:

Q = Carga de explosivo.

Como por debajo de esa distancia se pueden producir daños se tendrá que satisfacer la condición:

$$R_o\,(m) = FS \times R_b$$

donde «FS» es el Factor de Seguridad definido en función del tipo de estructura u objeto que se desea proteger y la profundidad a la que se encuentra sumergido. Tabla 26.4.

Los valores indicados anteriormente deben incrementarse cuando los objetos se encuentren a mayores profundidades que las señaladas, de igual forma se procederá cuando se trate de grandes cargas suspendidas.

TABLA 26.4. FACTORES DE SEGURIDAD RECOMENDADOS

CONSTRUCCIONES	
Construcciones hidráulicas, pilares de puentes, construcciones metálicas y semejantes, para una profundidad sumergida y profundidad de carga de hasta:	
6 m	2 - 3
15 m	3 - 4
BARCOS	
Incluidas dragas, pontonas y similares, para una profundidad de la carga de hasta 15 m y un calado de hasta:	
1 m	4 - 5
2 m	5 - 8
4 m	8 - 12
10 m	12 - 18

En otro ámbito, las ondas hidráulicas pueden causar daños a los submarinistas si éstos se encuentran a pequeñas distancias de las voladuras. H. Wolff, basándose en experiencias de la marina americana, llega a establecer una fórmula empírica para el cálculo de las

distancias de seguridad cuando se disparan cargas libremente suspendidas:

$$DS_s = 225\sqrt[3]{\frac{Q}{\rho_e}}$$

donde:

DS_s = Distancia de seguridad (m).
Q = Peso de explosivo (kg).
ρ_e = Densidad del explosivo (kg/m³).

En el ábaco de la Fig. 26.9 se indican las distancias de seguridad recomendadas para diferentes cargas de explosivo disparadas dentro de barrenos.

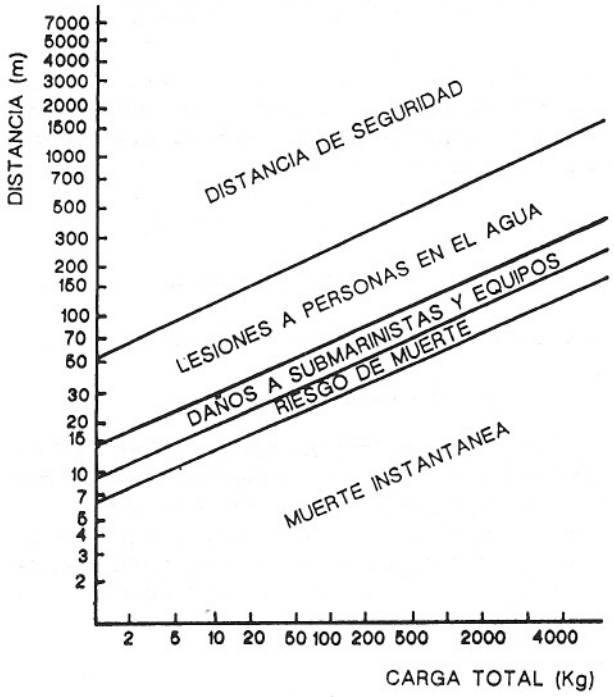


Figura 26.9. *Distancias de seguridad para cargas alojadas dentro de barrenos.*

La presión máxima que un submarinista puede soportar, no disponiendo de protecciones especiales, varía entre 0,172 MPa y 0,34 MPa, y el umbral de muerte probable se encuentra en 2,06 MPa.

Uno de los procedimientos más usuales para combatir el efecto de la presión de la onda hidráulica consiste en rodear con una cortina de burbujas la zona de voladura para aislarla del resto del entorno. Se ha demostrado experimentalmente que para un caudal de aire de 1 l/m.min la sobrepresión se reduce unas diez veces, mientras que para un caudal doble lo hace unas 70 veces. Esto es lógico no sólo por el mayor volumen de aire, sino porque a las burbujas más pequeñas les corresponde una superficie efectiva mayor que a las burbujas más grandes, para la misma cantidad de aire.

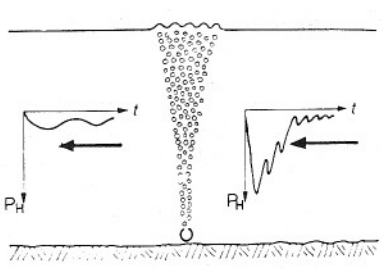


Figura 26.10. *Efecto amortiguador de la cortina de burbujas.*

La cortina de burbujas consta básicamente de una o dos tuberías paralelas, que yacen sobre el lecho del fondo, y a lo largo de las cuales es bombeado aire a presión. El aire escapa a través de los pequeños orificios perforados, formando las burbujas que ascienden hacia la superficie.

A continuación, se indican las dimensiones de una de estas instalaciones:

— Diámetro de la tubería ..... 50 mm
— Separación de los orificios . 100 mm
— Diámetro de los orificios ... 1,5 - 3 mm
— Presión del aire ..... 686 kPa - 7 kg/cm²
— Caudal de aire por metro .. 0,13 l/m.s.

c) **Onda aérea.** Esta alteración es de escasa importancia en este tipo de voladuras, pero sus efectos pueden cuantificarse para cargas suspendidas en el agua, de un explosivo con ρ_e = 1,75 g/cm³ y VD = 7200 m/s, según el ábaco de la Fig. 26.11.

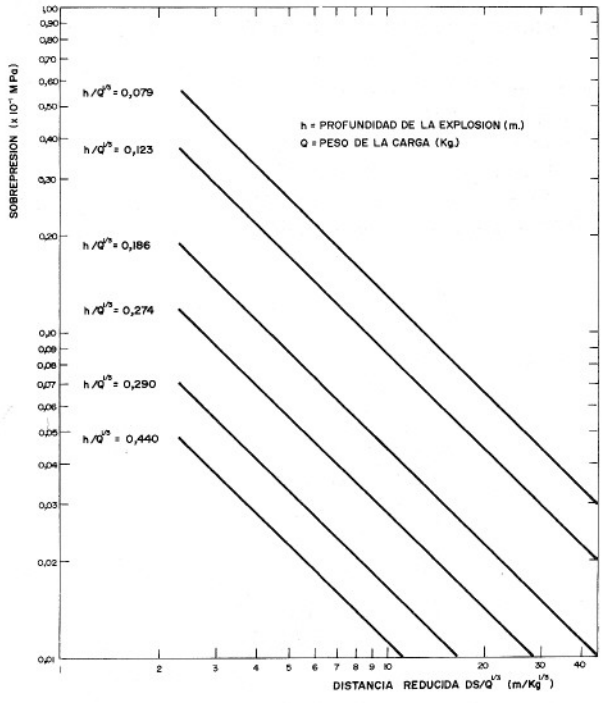


Figura 26.11. *Sobrepresión aérea en voladuras subacuáticas con cargas suspendidas.*

7. METODO DE CARGAS HUECAS

Cuando la perforación de barrenos no es posible realizarla o resulta muy difícil, se recurre al empleo de cargas huecas o conformadas de explosivo. La condición principal para que este método pueda aplicarse es que se encuentre en lugares alejados de construcciones o embarcaciones, pues de lo contrario los efectos devastadores de la onda hidráulica, principalmente, y de las vibraciones pueden causar grandes daños.

Los esquemas de voladuras son normalmente cuadrados, disparándose todas las cargas de forma instantánea. Para agilizar la operación de colocación se utilizan unos soportes reticulares como el de la Fig. 26.12.

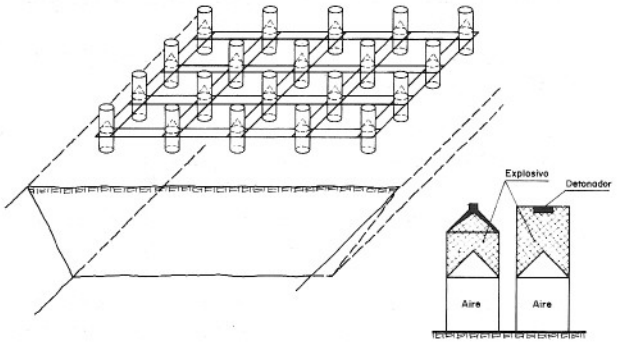


Figura 26.12. *Utilización de cargas huecas en voladuras submarinas.*

Las cargas de explosivo son alojadas en unos recipientes metálicos o de plástico divididos en dos partes, la inferior que está hueca y a la cual va adosada el lastre para contrarrestar el efecto de flotación, y la superior donde se encuentra el explosivo con una concavidad cónica. Fig. 26.13.

En la excavación de trincheras se consigue fragmentar la roca hasta profundidades de 5 m e incluso más, dependiendo del tipo y tamaño de la carga, del espaciamiento de éstas y resistencia de la roca.

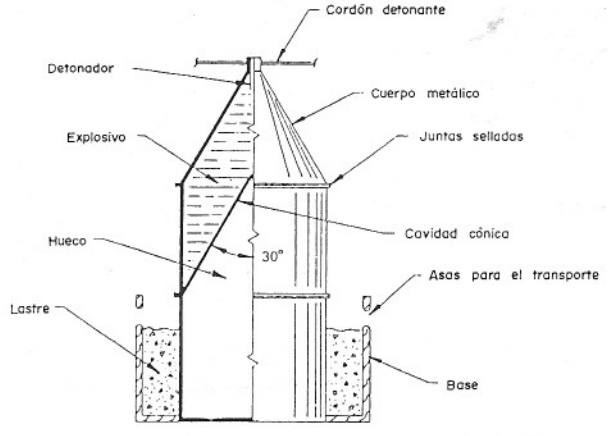


Figura 26.13. *Esquema de carga hueca.*

Foto 26.2. *Preparación de cargas huecas para voladura subacuática (cortesía de Nitro-Nobel).*

Para excavaciones de hasta 1,5 m y profundidades de agua de hasta 100 m, se utilizan cargas conformadas de 8 kg, dispóniéndose según el tipo de roca con los siguientes esquemas:

Rocas duras (Granito, basalto, diabasa, etc.)

1,0 x 1,0 m a 1,5 x 1,5 m

Rocas blandas (Caliza, conglomerado, etc.)

2,0 x 2,0 m a 2,5 x 2,5 m

Cuando la profundidad del agua es inferior a 2 m, deben tomarse precauciones especiales, pues es frecuente que se produzcan proyecciones de roca.

En el ábaco de la Fig. 26.14 se dan las distancias de seguridad aconsejadas para diferentes cantidades de explosivo de cargas conformadas disparadas bajo el agua.

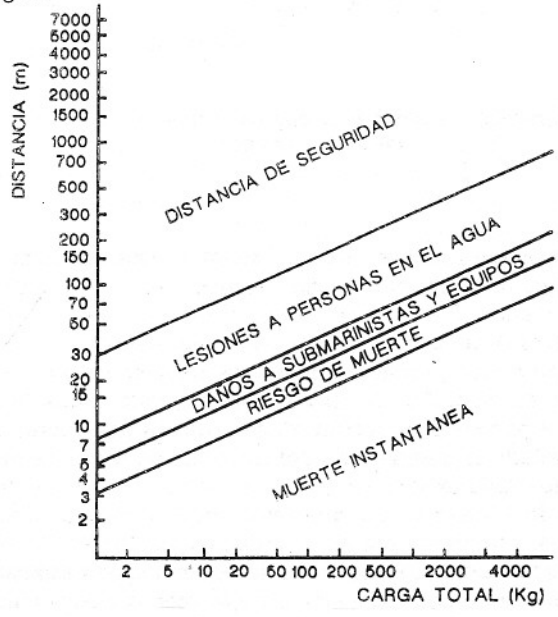


Figura 26.14. *Distancias de seguridad para cargas conformadas.*

8. VOLADURAS DE TUNELES SUBACUATICOS

En numerosos proyectos de centrales hidroeléctricas y otras obras hidráulicas es preciso efectuar las voladuras de los tapones de roca que separan las labores subterráneas excavadas de los depósitos de agua (lagos, presas, etc.).

Estos túneles y chimeneas suelen tener secciones cuadradas, con las esquinas biseladas para favorecer el arranque de la roca. Esas geometrías hacen posible utilizar esquemas de perforación más fáciles de replantear y controlar.

Las excavaciones se proyectan en dirección perpendicular al fondo de los lagos, Fig. 26.15. Por debajo de los tapones se abre una zona con volumen suficiente para alojar en ella la roca fragmentada y el material de fondo que la recubre, con el fin de que no dificulte la circulación posterior del agua.

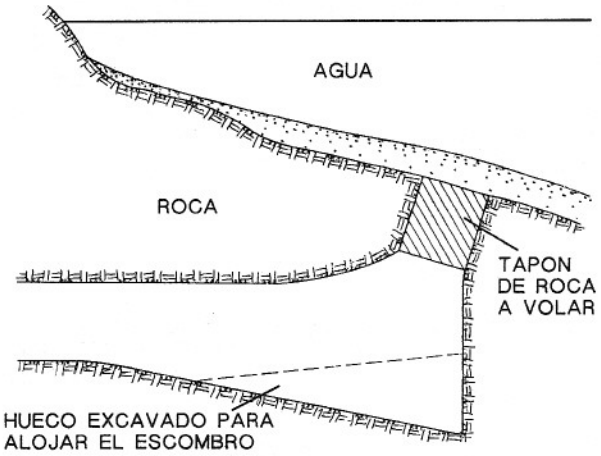


Figura 26.15. *Sección transversal de la excavación.*

Una regla práctica para determinar el espesor aconsejable del tapón de roca es la siguiente:

Espesor del tapón = 1,2 x Lado menor de la sección transversal del tapón

Antes de proceder a la perforación de la voladura se recomienda efectuar una serie de barrenos de reconocimiento, con el fin de determinar con exactitud el espesor de la roca a arrancar y el de los materiales de recubrimiento en el fondo del lago. Normalmente se realizan, al menos, cinco barrenos, cuatro en las esquinas y uno en el centro del tapón, hasta llegar a la lámina de agua, Fig. 26.16.

Las voladuras se suelen realizar con barrenos de 45, 51 o 64 mm de diámetro para los cargados y de 76 o 102 mm para los de cuele. En el esquema de la Fig. 26.17 se puede ver el caso de un tapón de 5,4 m de lado en el que los barrenos con carga son de 45 mm y los del cuele de 102 mm.

Para el diseño de este tipo de voladuras pueden emplearse los ábacos de las Figs. 26.18, 26.19 y 26.20 con los que se estima el consumo específico de explosivo, la perforación específica y la superficie de los taladros de expansión del cuele en función del área de la sección recta del tapón.

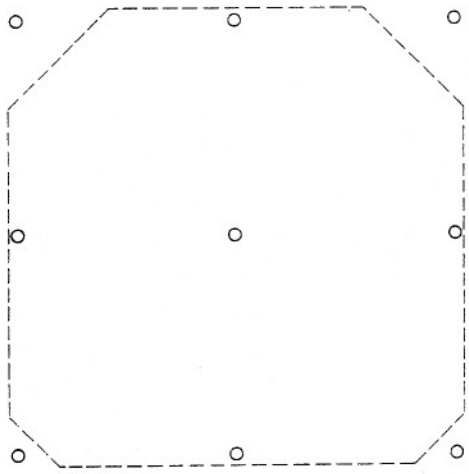


Figura 26.16. *Sección transversal del tapón y situación de los barrenos de reconocimiento.*

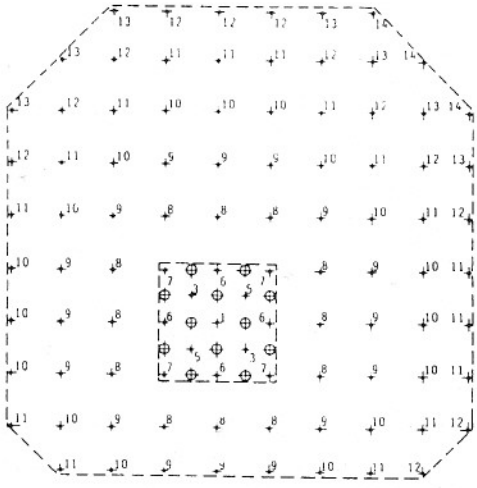


Figura 26.17. *Esquema de perforación y secuencia de encendido en un tapón de 5,4 m de lado.*

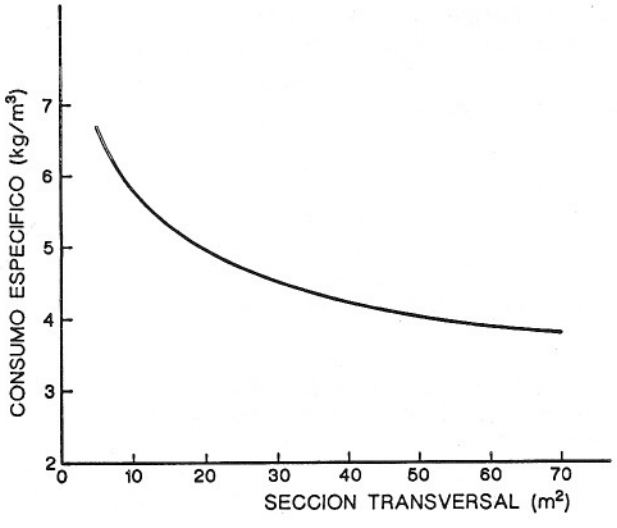


Figura 26.18. *Consumo específico de explosivo para la voladura del tapón.*

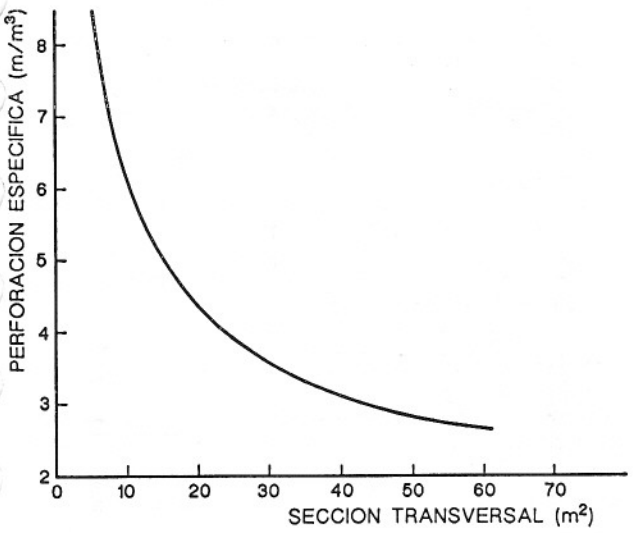


Figura 26.19. *Perforación específica necesaria, incluyendo los barrenos de expansión.*

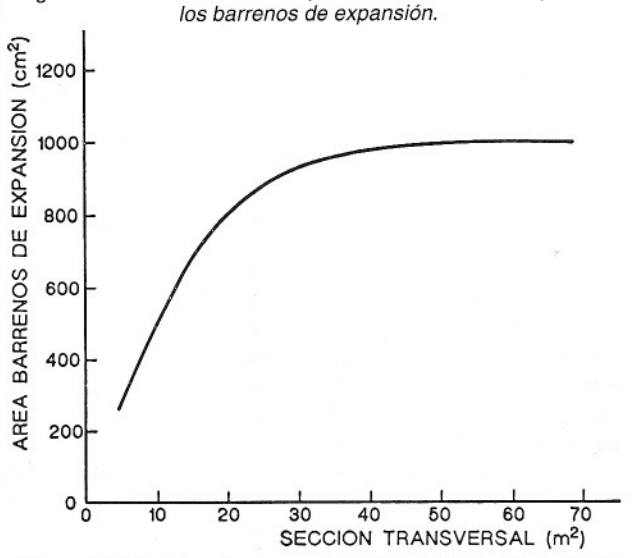


Figura 26.20. *Area transversal necesaria de los barrenos de expansión.*

En lo referente a la carga de los barrenos, tanto el tipo de explosivo como los detonadores empleados deben ser resistentes al agua y a las presiones durante el período de tiempo que transcurre desde su colocación en los taladros y el disparo de las voladuras.

Una regla práctica para determinar la cantidad de explosivo necesaria es:

$$CE\ (kg/m^3) = 2 \times CE_{túnel} + 0{,}01\ (kg/m^3) \times H_a$$

donde:

$CE_{túnel}$ = Consumo específico normal en el túnel (kg/m^3).

H_a = Altura de la lámina de agua (m).

Además, se suele incrementar la cantidad obtenida en un 10% para tener en cuenta la pérdida de algún barreno.

El espesor de roca sin perforar debe ser aproximadamente de 0,5 m. El explosivo se introduce en los barrenos directamente o con cargas prefabricadas mediante tubos de plástico. En el extremo abierto de los taladros se coloca el retacado y normalmente un tapón cónico de madera que dispone de una ranura para el paso de los cables de los detonadores. Se deben usar dos detonadores del mismo número en cada barreno y colocados en los cartuchos que hacen el número tres, desde el fondo o el emboquille, Fig. 26.21. En caso de ser barrenos cortos se colocarán en los cartuchos que se encuentren en segundo lugar.

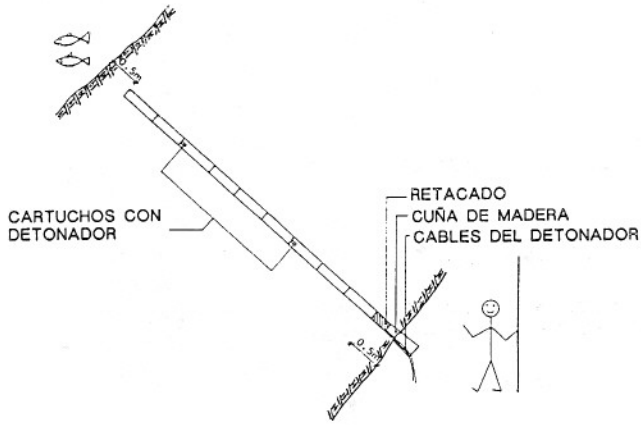


Figura 26.21. *Esquema de carga de un barreno.*

La razón por la que se usan dos detonadores por barreno es que al existir dos direcciones de proyección de la roca, el mejor efecto del explosivo se consigue iniciando las cargas en dos puntos equidistantes de la cabeza y fondo de las columnas.

BIBLIOGRAFIA

— ABRAHAMS, J. L.: «Underwater Drilling and Blasting for Rock Dredging». Proceedings of the Institute of Civil Engineering. Part 1, 1974.

— ATLAS COPCO: «El Método OD - The Odex Method. Underwater Blasting with the OD Method». Información Técnica.

— COMEAU, W.: «Explosives and the Environment». University McGill, 1982.

— CONDON, J. L., et al.: «Seismic Effects Associated with an Underwater Explosive Research Facility». U.S. Bureau of Mines 1970. Report of Investigations, 7387.

— ENHAMRE, E.: «Effects of Underwater Explosions on Elastic Structures in Water». Transactions of the Royal Institute of Technology. Stockholm, Sweden, n.º 82, 1954.

— GUSTAFSSON, R.: «Técnica Sueca de Voladuras». Suecia, 1977.

— HEBERT HASSE: «Flachensprengungen beim Vertiefen von Wasseistrafen». Nobel Hefte, july-september 1975.
— JANINI, L.: «Construcción de Obras de Abrigo en los Puertos». Revista de Obras Públicas, abril 1979.
— JOHANNESSEN, 0.: «Underwater Tunnel Piercing». The University of Trondheim. 1991.
— KIHLSTROM, B.: «Caution-Underwater Blasting in Progress». World Construction, 1977.
— LANGEFORS, U., y KIHLSTROM, B.: «Voladura de Rocas». Ed. Urmo, 1971.
— LOPEZ JIMENO, C.: «Aspectos Básicos en la Perforación y Voladuras Subacuáticas». VI Jornadas Minero Metalúrgicas de Huelva, 1980.
«Las Voladuras Submarinas y sus Efectos Ambientales». I Curso sobre Control de Vibraciones Generadas por Voladuras. Fundación Gómez-Pardo, 1983.
— MORRISON, W. R., et BLACKETT, M. W.: «L'Abattage du Rocher sous l'Eau. Chantier de Fos-sur-Mer». Explosifs, juin-september 1976.
— NITRO NOBEL A. B.: «Underwater Blasting». 1985.
— OLOFSSON, S.: «Applied Explosives Technology». Applex, 1990.
— RAADT, B.: «Shockwave-Critical Charge Distances to Objects in Water». S.E.E. 1985.
— REED, J. W.: «Distant Blast Predictions for Explosions». Procd. 15. Annual DOD ESB, 1973.
— SUZANSKY, Z.: «Möglichkeiten der Stobwellenrichtung bei Unterwasserpregungen». Informationstang für Sprengtechnik, Linz, 1977.
«Anwendungsproblem wom Schutzplankengegen Stoswellengwirkun», Linz, 1981.
— VME - Nitro Consult Inc.: «Pneumatic Cartridge Charging», Illinois.
— WOLFF, H.: «Die Marine Rohstottgewmunung Unter Einsatz der Bohr-und Sprengtechnik», ERZMETALL, 1976.

Capítulo 27

SECUENCIAS DE ENCENDIDO Y TIEMPOS DE RETARDO

1. INTRODUCCION

El grupo de variables controlables más desconocido por técnicos y operadores es el constituido por las secuencias de encendido y los tiempos de retardo entre las cargas de una voladura. Los esquemas nominales de perforación con una piedra «B» y espaciamiento «S» se modifican radicalmente con la secuencia de iniciación, pasando a otros valores «B_e» y «S_e» denominados «efectivos».

Las variables indicadas no sólo influyen sobre la fragmentación, sino incluso sobre otros aspectos básicos como el desplazamiento y esponjamiento de la roca, sobreexcavación e intensidad de las vibraciones. Así pues, el pequeño sobrecoste que supone emplear secuencias de iniciación más complejas se ve compensado sobradamente con las mejoras globales de la economía de la operación.

Gran parte de las teorías aquí expuestas son debidas a los especialistas T. N. Hagan y a A. B. Andrews, que durante mucho tiempo han dedicado sus esfuerzos al estudio de la optimización de las voladuras.

2. SECUENCIAS DE VOLADURAS EN BANCO CON UNA FILA

Para unas condiciones constantes de altura de banco, consumo específico de explosivo, tipo de roca y diámetro de los barrenos, si las cargas se disparan instantáneamente, hay una relación «S/B» para la cual el desplazamiento y la fragmentación son óptimos. La relación «S/B» en materiales homogéneos oscila entre 2 y 4 (Langefors, 1966), pero debido a que el volumen excavado por barreno empieza a decrecer cuando «S > 3B», los valores óptimos de «S/B» se encuentran próximos a 2,4.

Si el espaciamiento es menor de «2,4 B», al actuar las cargas al unísono, las grietas radiales entre barrenos se intersectan antes de que el resto alcance el frente libre, creándose un plano de corte definido por los barrenos a través del cual los gases escapan prematuramente a la atmósfera. Se produce entonces un empuje simultáneo de la roca por delante de las cargas con una fuerte componente horizontal, quedando la fragmentación afectada negativamente, no sólo porque se interrumpe la propagación de las grietas por la infiltración de los gases, sino porque además las colisiones de las rocas proyectadas casi desaparecen y la rotura por cizallamiento sólo se produce al nivel del piso y en los laterales AB y CD. Fig. 27.1.

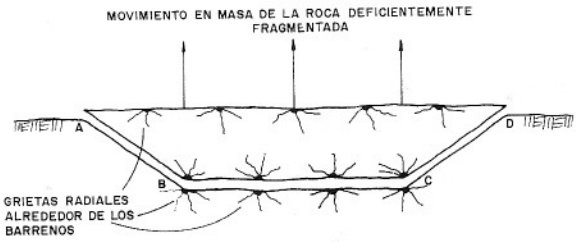


Figura 27.1. *Desplazamiento de la roca en una voladura instantánea de una fila (Hagan, 1975).*

Cuando no se precisa una fragmentación fina o cuando la roca está intensamente fracturada y el desplazamiento de la misma provoca la fragmentación deseada, la voladura puede dispararse instantáneamente con una relación «S/B = 0,8 a 2,4» y con una dimensión de la piedra de un 25% a un 30% mayor que en el caso de voladuras secuenciales (Ash, 1969).

En macizos rocosos con discontinuidades paralelas al frente, la relación «S/B» puede ser superior a 2,4; por el contrario, si la orientación es normal al frente se recomiendan relaciones menores de 2,4. En rocas homogéneas si la relación «S/B» es mayor de 2,4 el frente quedará muy irregular, pues no existirá cooperación entre cargas.

Cuando los barrenos de una fila se disparan escalonadamente, la fragmentación aumenta de forma considerable con respecto a las voladuras instantáneas, debido a que las grietas radiales desarrolladas alrededor de cada columna de explosivo se crean casi totalmente antes de que detone la adyacente. En esta situa-

ción las cargas dan lugar a unas caras libres adicionales que hacen que cada barreno disponga de dos frentes de salida JK y KL, Fig. 27.2, resultando una piedra efectiva «B_e» menor que la piedra nominal «B».

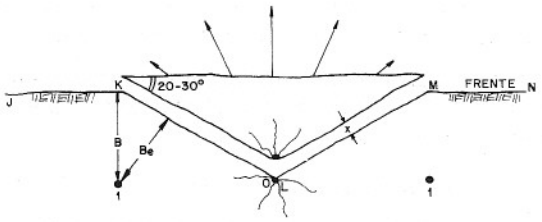


Figura 27.2. *Piedra efectiva «B_e» en una voladura secuenciada de una fila (Hagan, 1975).*

La fragmentación es mayor que en las voladuras instantáneas, pues se aprovecha mejor la energía de los gases en el cizallamiento vertical de la roca y prolongación de las grietas, y la reflexión de la onda de choque tiene lugar en una superficie más amplia.

Cuando el intervalo de retardo entre barrenos adyacentes es grande, para que cada carga fragmente y desplace su parte de piedra correspondiente, el espaciamiento óptimo «S_o» es igual a «2,79 B_o». Fig. 27.3.

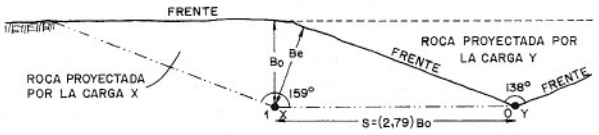


Figura 27.3. *Voladura secuenciada con piedra y espaciamiento óptimos (Hagan, 1975).*

Este valor del espaciamiento es lo suficientemente amplio para que las grietas de los barrenos «0» y «1» se desarrollen totalmente sin intersectarse. Cuando «S» disminuye por debajo de «2,79 B_o», la piedra efectiva «B_e» va siendo menor que la óptima «B_o» y la fragmentación empeora, elevándose los costes de excavación, Fig. 27.4.

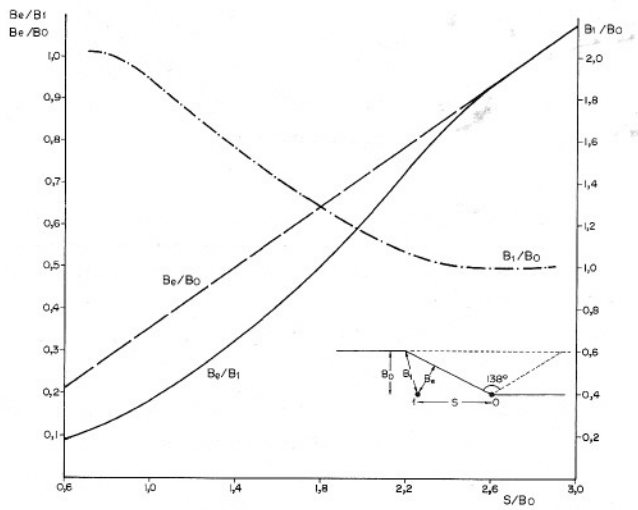


Figura 27.4. *Variación de las relaciones de la piedra con el espaciamiento entre barrenos.*

Si se mantiene «S = 2,79 B» y «B» excede a «B_o», Fig. 27.5, el ángulo del cráter abierto es menor de 138° y el barreno con retardo número «1» romperá hacia el frente BD, que se encuentra más próximo que el DC, resultando una fragmentación en la sección central «X» deficiente. Por esta razón, el espaciamiento deberá ser menor de «2,79 B». Si, por el contrario, «B» se hace menor que «B_o» y «S = 2,79 B», el barreno «1» romperá por igual hacia los frentes DC y BD y el ángulo del cráter se mantendrá en 138°, la fragmentación será más fina de lo que se precisa y al ser la malla más cerrada aumentarán los costes de perforación y voladura.

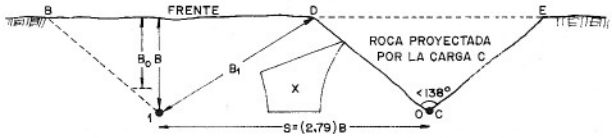


Figura 27.5. *Voladura de microrretardo con piedra y espaciamiento mayores que el óptimo (Hagan, 1975).*

Cuando «B» es considerablemente menor que «B_o», y «S» se incrementa por encima de «2,79 B», en un esfuerzo por compensar la pequeña piedra relativa, el espaciamiento llega a ser tan grande que la roca entre los barrenos no es ni desplazada ni fragmentada adecuadamente.

A pesar de esto, en la práctica operativa los valores más comunes de «S» oscilan entre «1,1 y 1,4 B», con un valor medio de «1,25 B». Parece, pues, lógico pensar que las dimensiones de las piedras que se utilizan son mayores que las teóricamente óptimas.

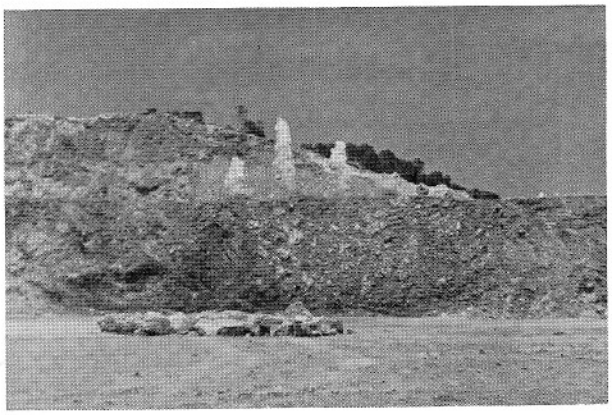


Foto 27.1. *Voladura de una fila secuenciada en un banco de 20 m de altura.*

3. SECUENCIAS DE VOLADURAS EN BANCO CON FILAS MULTIPLES

Salvo en aquellas formaciones rocosas donde las

voladuras de una fila producen una gran sobreexcavación con efectos positivos sobre los costes de arranque, las pegas de filas múltiples mejoran la fragmentación.

3.1. Voladuras con un frente libre

Los criterios que deben seguirse en este tipo de voladuras son:

— Cada carga debe disponer de una cara libre en el momento de detonar.
— La relación «S_e/B_e» debe estar comprendida entre 3 y 8, y preferiblemente entre 4 y 7.
— Los barrenos deben estar dispuestos al tresbolillo, con un alto grado de equilibrio «v/w $\simeq$ 1».
— Las filas con el mismo retardo deben formar un ángulo «θ» entre 90° y 160°, y preferiblemente entre 120° y 140°.
— Los ángulos «β» y «γ», que forma la dirección principal del movimiento de la roca con los nuevos frentes libres, deben ser lo mayor posible para evitar las roturas por desgarre en los taludes.

En la Fig. 27.6 se indican las diferentes secuencias de encendido disponibles en voladuras múltiples con esquemas cuadrados y al tresbolillo.

En este grupo de secuencias se observa lo siguiente:

— En los esquemas Cuadrados en línea (a) en «V» (b) y Al Tresbolillo en «V» (d), algunos barrenos disponen de caras libres muy limitadas. En el último que se cita las cargas C, D, G y H tienen solamente el vértice de la «V» del cuele como frente libre más próximo.

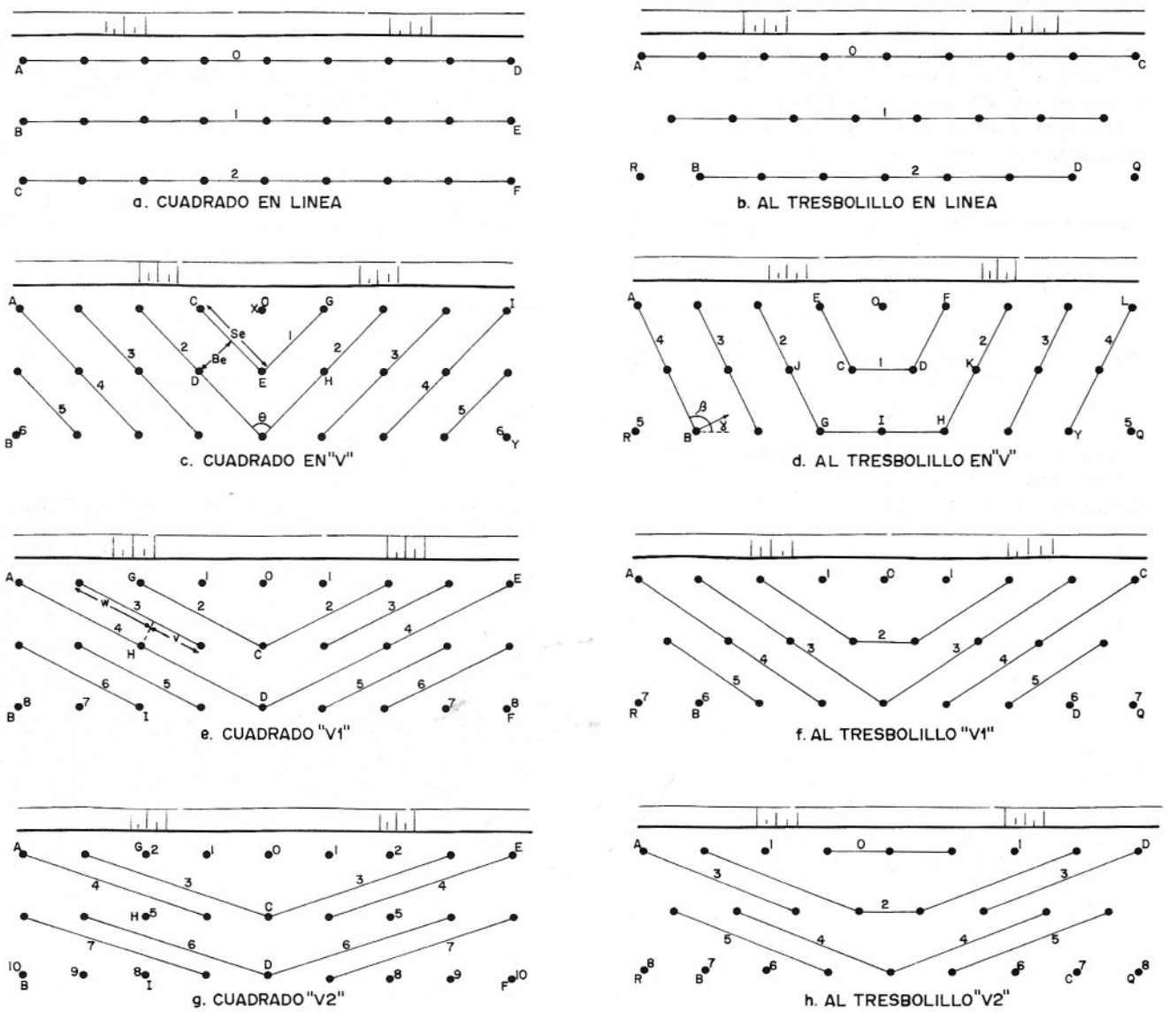


Figura 27.6. *Secuencias de encendido con «B = S» (Hagan, 1975).*

— Las secuencias Cuadrado «V2» (g) y Al Tresbolillo «V2» (h) presentan un alto grado de desequilibrio y un valor «S_e/B_e» demasiado grande.

— El esquema Cuadrado «V1» (e), y sobre todo el dispuesto Al Tresbolillo «V1», tienen valores de «S_e/B_e» y «v/w» aceptables.

— El esquema Cuadrado «V1» (e), y sobre todo el dispuesto Al Tresbolillo «V1», tienen valores de «S_e/B_e» y «v/w» aceptables.

— La secuencia Al Tresbolillo en Línea (b) proporciona el mayor desplazamiento de la roca volada.

Las voladuras con espaciamientos mayores que la piedra «S > B» son generalmente más favorables, y se ha observado que:

— El esquema Rectangular «V1» mejora incrementando «S/B» desde 1 a 1,8, siendo «S_e/B_e» y «v/w» óptimos para «S/B = 1,3 a 1,7 B», con un valor medio de «1,5 B».

— En la secuencia Al Tresbolillo «V1», el rendimiento aumenta al mantener una relación «S/B» entre 1,1 y 1,3.

— En los esquemas Rectangulares y Al Tresbolillo «V» y «V2», no pueden mejorarse los resultados ni aumentando ni disminuyendo la relación «S/B» con respecto a 1.

— Las secuencias Cuadradas y Al Tresbolillo en «V1» dejan perímetros de excavación bastante estables, Fig. 27.7.

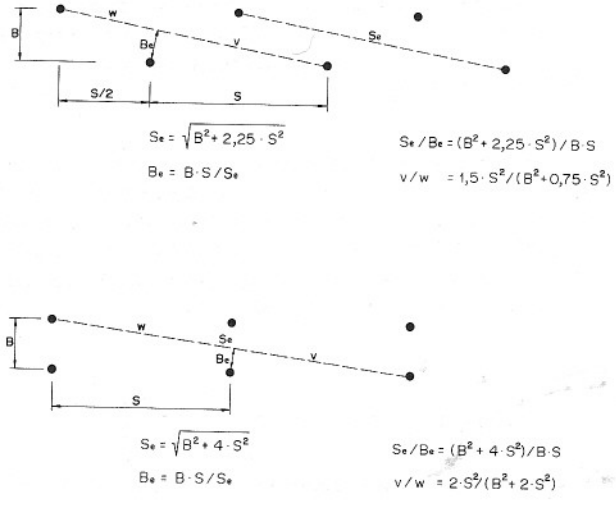


Figura 27.7. *Cálculo de relaciones geométricas en esquemas Rectangulares «V1» y Al Tresbolillo «V1».*

Las normas generales para aumentar el desplazamiento de la roca en todos los esquemas indicados son:

— Disminuir «S_e».
— Aumentar el ángulo «θ», e
— Incrementar el número de barrenos con un frente efectivo adecuado.

Foto 27.2. *Voladura en banco con secuencia de encendido en «V1».*

Por último, para conseguir en cada voladura unos frentes en condiciones aceptables se actuará:

— Aumentando los ángulos «β» y «γ».
— Incrementando las superficies de los frentes efectivos en los barrenos perimetrales.
— Disminuyendo los valores de «B_e» en los barrenos de contorno.

3.2. Voladura con dos frentes

La voladura con dos frentes libres, Fig. 27.8, es la configuración geométrica más frecuente en minería.

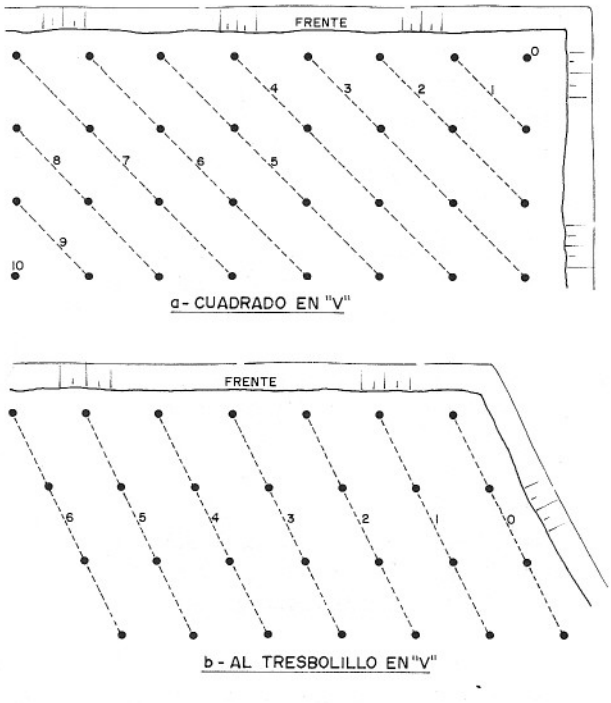


Figura 27.8. *Voladura con dos frentes libres.*

Los planos de los taludes forman entre sí ángulos que oscilan entre 90° y 150°.

En general, todas las cargas disponen de una adecuada cara libre, por lo que los desplazamientos suelen ser bastante grandes.

Al contrario que en las voladuras con un frente libre, los barrenos pueden ser perforados en aquellas posiciones que proporcionen valores óptimos de «S_e/B_e» y «v/w». Esto se consigue con un cierto desfase o desplazamiento lateral de las filas de barrenos, Fig. 27.9.

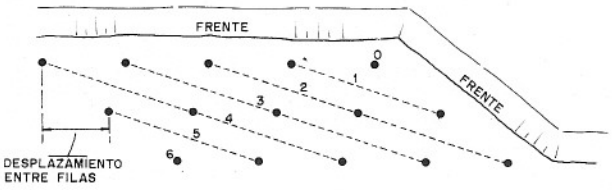


Figura 27.9. *Desfase relativo entre filas.*

En la Fig. 27.10 se muestran las curvas correspondientes a los valores «S_e/B_e = 4, 6 y 8», a partir de los cuales se determinan las relaciones «S/B» de los esquemas que representan un grado de equilibrio aceptable «v/w = 0,85 a 1,15».

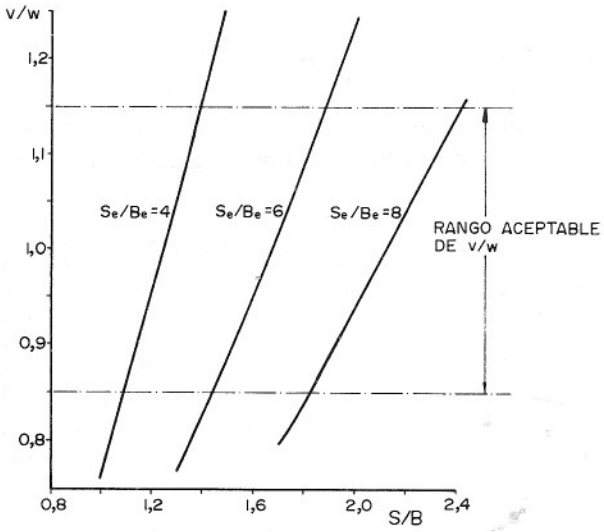


Figura 27.10. *Relaciones geométricas de los esquemas rectangulares en «V» con dos frentes libres.*

4. SECUENCIAS DE VOLADURAS EN BANCO EN EXCAVACION DE CAMARAS SUBTERRANEAS

En el banqueo horizontal de excavación de cámaras subterráneas, cuando existe un número suficiente de detonadores de microrretardo o se dispone de un explosor secuencial, la iniciación de las voladuras debe comenzar cerca del extremo de la fila superior, aunque no justo en él, Fig. 27.11. Con ello, se conseguirá:

1. Aumentar el tiempo total de la voladura, y el tiempo de retardo con respecto a la piedra.
2. Minimizar las cargas operantes, pues se pasa de 16 barrenos que detonan simultáneamente a 7.
3. Reducir la sobreexcavación de los barrenos perimetrales, como consecuencia del tiempo doble de retardo entre cargas adyacentes de éstos, y
4. Mejorar la fragmentación.

Cuando por incentivos económicos se perforan los bancos verticales inferiores con diámetros entre 76 y 89 mm y se desea reducir la sobreexcavación y el nivel de vibraciones inducidas, pueden emplearse cargas seccionadas y utilizar explosores secuenciales para la iniciación de las voladuras. Fig. 27.12.

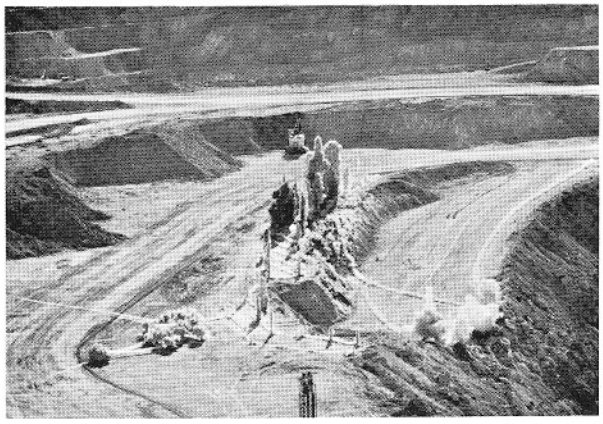


Foto 27.3. *Disparo de voladura múltiple y taqueo de bolos simultáneo. (Cortesía de IRECO Canadá Inc.).*

5. TIEMPOS DE RETARDO

La voladura óptima persigue los siguientes objetivos:

— Fragmentación, esponjamiento y desplazamiento adecuado de la roca.
— Control de las proyecciones y sobreexcavaciones.
— Nivel mínimo de vibraciones y onda aérea.

Los tiempos de retardo juegan un papel fundamental en la consecución de estos objetivos. A continuación, se estudia la influencia de esta variable sobre los dos primeros grupos indicados, pues al tema de vibraciones y onda aérea se le dedica un capítulo aparte, estableciéndose seguidamente los oportunos criterios de diseño.

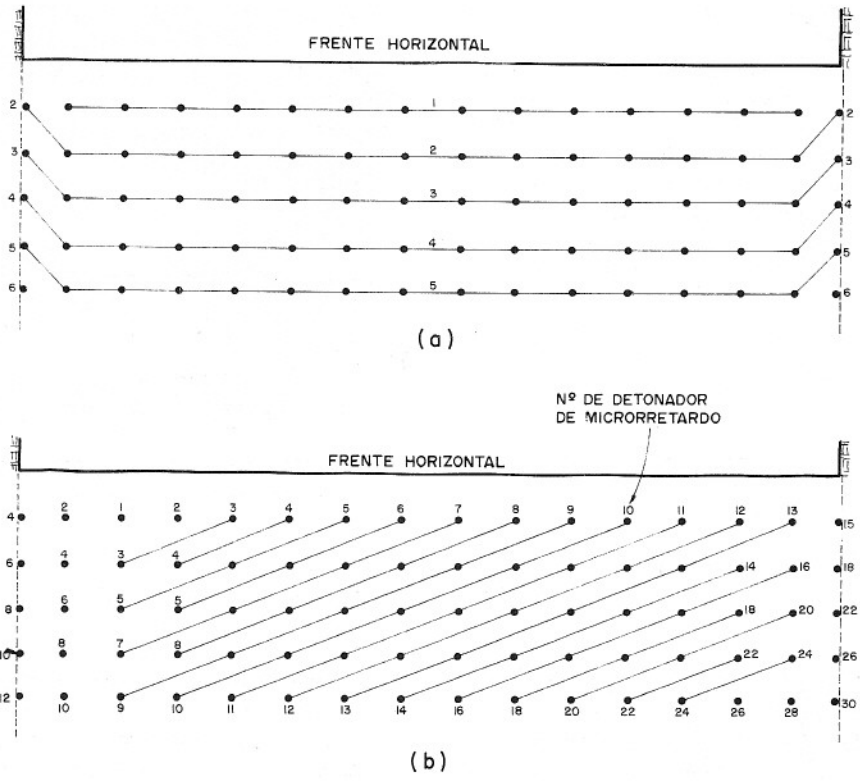


Figura 27.11. *Voladuras en banco horizontal (a) sobreexcavación importante (b) sobreexcavación pequeña. (Hagan, 1982)*

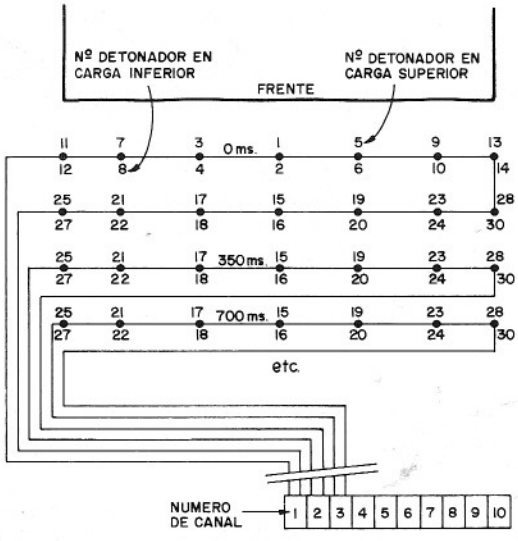


Figura 27.12. *Empleo de cargas seccionadas y explosores secuenciales en voladura de bancos verticales con barrenos de gran diámetro (Hagan, 1982).*

5.1. Influencia del tiempo de retardo en la fragmentación y desplazamiento

Los tiempos de retardo, de acuerdo con Lang y Favreau deben permitir la sucesión de los siguientes acontecimientos:

- Propagación de las ondas de compresión y tracción desde el barreno hasta el frente libre (aproximadamente 0,58 ms/m).
- Reajuste del campo inicial de tensiones, debido a la presencia de grietas radiales primarias y al efecto de la reflexión de la onda de choque en el frente libre. El tiempo de reajuste se puede estimar entre 10 y 20 ms después de la iniciación, dependiendo de los tipos de roca y explosivos.
- Aceleración de la roca fragmentada por acción de los gases, hasta una velocidad que asegure un desplazamiento horizontal adecuado. El movimiento es más fácil cuanto mayor es el tiempo de retardo, y se estima entre 30 y 50 ms después de la iniciación.

En lo referente al tiempo de retardo entre barrenos, se ha comprobado que la interacción de las ondas de choque primarias no contribuyen de manera significativa a la fragmentación de la roca. Así, en una voladura en banco de una fila con barrenos secuenciados, la fragmentación depende básicamente del desarrollo total de las grietas generadas alrededor de cada barreno antes de que el contiguo detone.

Bergmann, tras una serie de pruebas experimentales, recomienda un desfase de 3 a 6 ms por metro de piedra. Estos valores coinciden con los indicados por Langefors, que estaban basados en observaciones cualitativas de voladuras en campo, Fig. 27.13. Andrews establece un límite inferior de 3 ms/m de piedra y otro superior de 16,6 ms/m, siendo éste último adecuado en rocas masivas y poco fracturadas, y

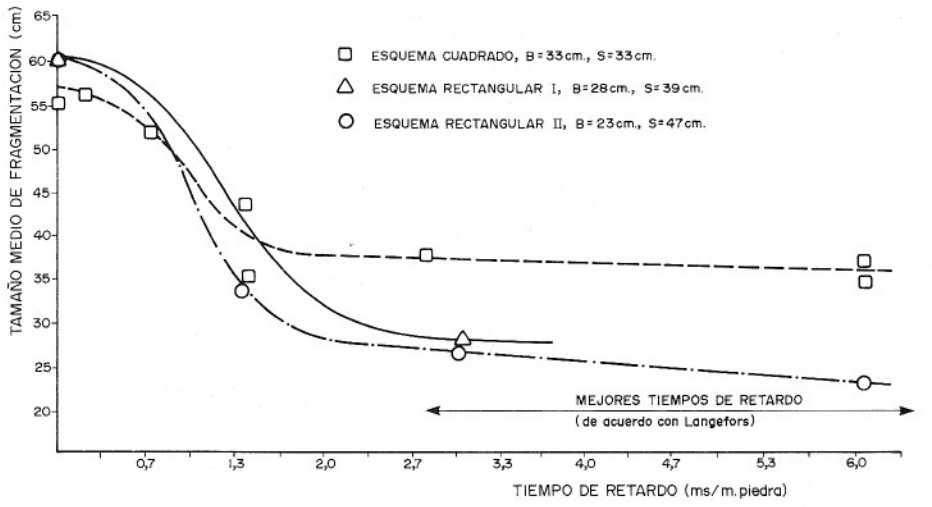


Figura 27.13. *Efecto del tiempo de retardo entre barrenos sobre la fragmentación media, para un mismo consumo específico (Bergmann, 1975).*

concluye afirmando que un decalaje de 10 ms/m da buenos resultados en la mayoría de las rocas.

Bauer, a partir de estudios realizados con cámaras de alta velocidad, determinó que el decalaje mínimo en voladuras con barrenos de 38 mm a 311 mm de diámetro es de 3,2 a 4 ms/m de piedra, que es el tiempo medio que se precisa para que se inicie el movimiento de la roca del frente. Y por consiguiente, recomienda un intervalo de retardo de 5 a 7 ms/m. Fig. 27.14.

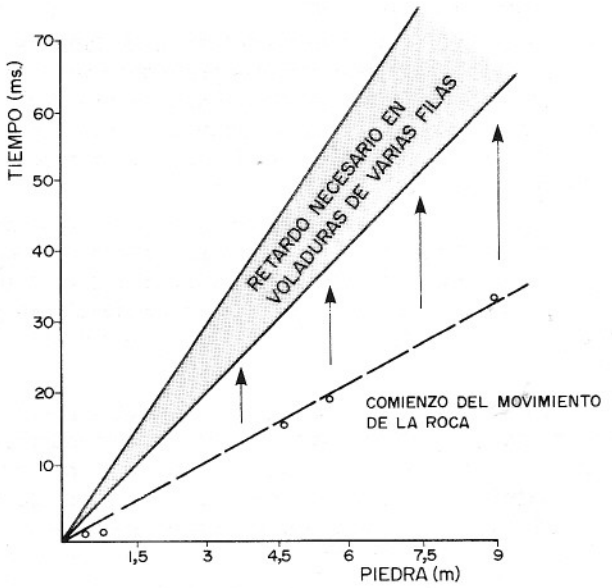


Figura 27.14. *Tiempos de comienzo del movimiento del frente para distintos esquemas en roca dura (Bauer).*

Este mismo autor analiza cuál es el tiempo máximo de retardo admisible para que no se produzcan cortes en los sistemas de iniciación, como consecuencia del movimiento del terreno inducido por la detonación de la carga de un barreno sobre otros, cuando se disponen los accesorios de retardo en la superficie. La Fig. 27.15 muestra los tiempos transcurridos antes de iniciarse dichos movimientos en función de la longitud de retacado y tipos de rocas, con barrenos de 229 a 381 mm de diámetro.

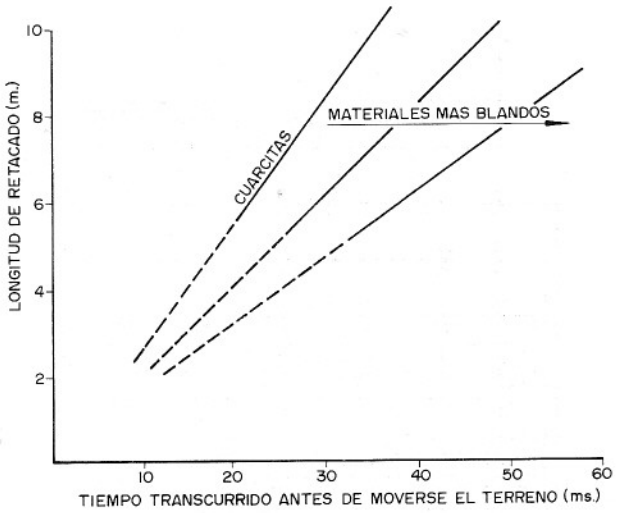


Figura 27.15. *Tiempo transcurrido antes de comenzar el movimiento del techo del banco con barrenos de 229 a 381 mm.*

Si el tiempo de retardo para conseguir el despegue de la piedra es menor que el tiempo para el cual se produce el movimiento del techo del banco, podrán colocarse los accesorios de iniciación en superficie.

Pero en aquellos casos donde las longitudes de retacado para conseguir una buena fragmentación de la roca son menores, y sucede lo contrario con los tiempos, los accesorios de retardo deben introducirse dentro de los barrenos o utilizar un sistema mixto para evitar la posibilidad de fallos.

La aportación de Winzer en este campo también pone de manifiesto que los decalajes entre cargas deben ser superiores a 3,3 ms/m, llegando incluso hasta 12 ms/m.

Por otro lado, Konya y Walter (1990) proponen los valores de la Tabla 27.1 para calcular los tiempos de retardo entre barrenos, conociéndose el espaciamiento entre éstos, para diferentes tipos de rocas.

TABLA 27.1

TIPO DE ROCA	TIEMPO DE RETARDO (ms/m de espaciamiento)
Areniscas, margas, carbones	6 - 7
Pizarras, sales y algunas calizas	5 - 6
Calizas compactas y mármoles, granitos y basaltos, cuarcitas, neis y gabros	4 - 5
Diabasas, pórfidos, neises y micaesquistos, magnetitas	3 - 4

Finalmente, Fadeev et al proponen la siguiente ecuación para calcular el tiempo de retardo entre barrenos:

$$TRB = 2\left(\frac{\rho_r}{CE}\right)^{1/2}$$

siendo:

TRB = Tiempo de retardo entre barrenos (ms/m de piedra)
ρ_r = Densidad de la roca (t/m³)
CE = Consumo específico de explosivo (kg/m³)

Puede así establecerse la *primera regla* de diseño para el Tiempo de Retardo entre Barrenos «TRB»:

$$TRB = 4 - 8 \text{ ms/m de piedra}$$

Para justificar el retardo entre filas, es interesante recurrir al análisis que realiza Andrews sobre los dos esquemas de voladura de la Fig. 27.16.

En el diseño a) el tiempo de retardo entre filas es igual al que existe entre barrenos de una misma fila. La voladura progresa teniendo un frente efectivo con una dirección que forma 45° con relación al original.

Los barrenos dentro de una misma fila se disparan simultáneamente por lo que resulta un gran confinamiento lateral y una pobre fragmentación, a pesar de que «S_e/B_e» es igual a 2.

En la voladura b) el retardo entre filas es el doble del que existe entre barrenos de una fila y el frente forma un ángulo de 26,56° con respecto al original.

La fragmentación obtenida es buena y se produce además un menor nivel de vibraciones. La relación «S_e/B_e» es igual a 5, por lo que el frente efectivo tendrá una configuración escalonada y cada carga dispondrá de dos caras libres.

Así pues la *segunda regla* de diseño para el Tiempo de Retardo entre Filas «TRF» es:

$$TRF = 2 - 3\ TRB$$

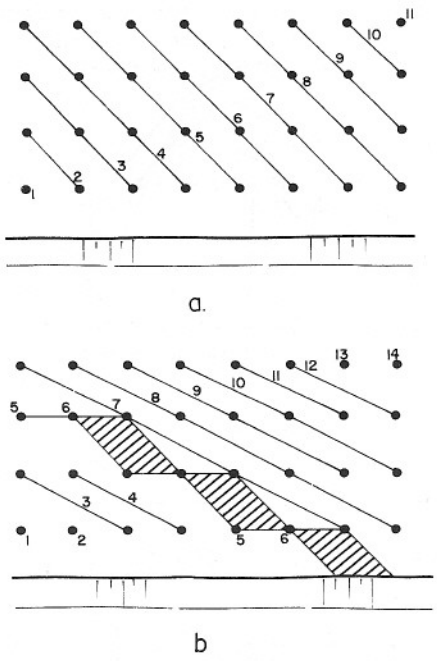


Figura 27.16. *Comparación de dos esquemas de voladura múltiple con distintas secuencias de encendido.*

El tiempo de retardo puede emplearse, además, como herramienta de control sobre el desplazamiento de la roca, su perfil y su esponjamiento. Si el tiempo de retardo entre filas es grande, el material de la primera fila no actúa como pantalla y no ejerce un efecto de confinamiento sobre el resto de la voladura, Fig. 27.17 (a). Por el contrario, si el tiempo de retardo es pequeño se introduce en las filas traseras una componente vertical de desplazamiento cada vez mayor, obteniéndose un perfil más recogido. Fig. 27.17 (b).

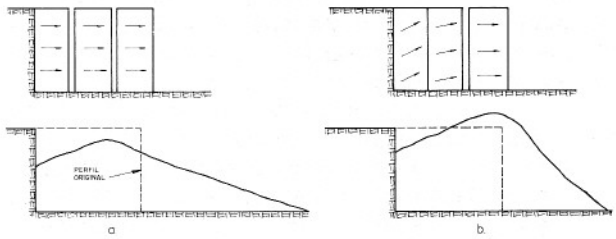


Figura 27.17. *Comparación del perfil del material en dos diseños de voladura con distinto retardo entre filas.*

Analizando ambos perfiles, puede observarse que el primero es más adecuado para palas cargadoras, debido a que se permite una mejor penetración del cazo y por tanto una carga más eficiente, mientras que el segundo es más apto para excavadoras de cables e hidráulicas ya que la zona de baja productividad por falta de altura es menor y permite llenar la cuchara en rebanadas más finas y de mayor altura.

No obstante, con esta secuencia de disparo puede que el esponjamiento conseguido no sea óptimo y provoque un aumento del tiempo de carga.

5.2. Influencia del tiempo de retardo en las proyecciones y sobreexcavación

Cuando se disparan voladuras de varias filas de barrenos, el tiempo de retardo entre éstas debe permitir el movimiento horizontal de la roca fragmentada, evitando así los siguientes problemas, Fig. 27.18:

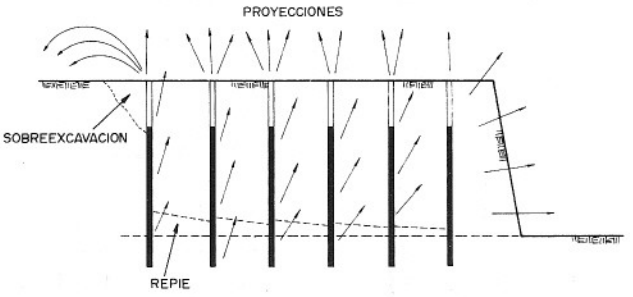


Figura 27.18. *Efectos negativos en una voladura múltiple con pequeño retardo entre filas.*

- El aumento de la componente vertical de desplazamiento conforme progresa el número de filas hacia el interior, y, consecuentemente, el riesgo de proyecciones.
- Presencia de repiés al ir aumentando el confinamiento y resistencia al corte en la cota del piso por efecto de una mayor dimensión de la piedra a dicho nivel.
- Problemas de sobreexcavación en las últimas filas, al actuar las cargas de explosivo con efecto cráter.

Según los trabajos de investigación realizados por los laboratorios Martín Marietta, en voladuras de 10 filas de barrenos, para anular la componente vertical del movimiento es necesario disponer de hasta 60 ms/m de retardo entre filas efectivas. No obstante, los tiempos demasiado grandes pueden dar origen a onda aérea, cortes e incluso proyecciones si la piedra resulta pequeña en las primeras filas. En la Fig. 27.19 se deduce, a partir de estudios con cámara ultrarrápida, el tiempo mínimo de retardo entre filas efectivas que se requiere para eliminar las proyecciones incontroladas en una voladura.

Konya y Walter indican los resultados previsibles de las voladuras para los diferentes tiempos de retardo entre filas, que se recogen en la Tabla 27.2, expresados en función del valor de la piedra.

6. VOLADURAS SUBTERRANEAS EN TUNELES Y GALERIAS

Cuando se utilizan cueles de barrenos paralelos, las primeras cargas detonadas son las que se encuentran

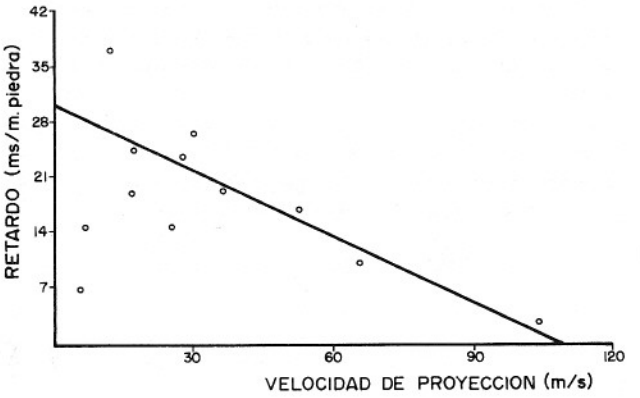


Figura 27.19. *Correlación del retardo medio entre filas con la velocidad de los fragmentos de roca proyectados.*

TABLA 27.2

TIEMPOS DE RETARDO ENTRE FILAS (ms/m DE PIEDRA)	RESULTADO
7	Onda aérea intensa, sobreexcavación, etc
7 - 10	Pila de escombro alta y recogida, onda aérea moderada, sobreexcavación.
10 - 13	Pila de escombro de altura media, onda aérea y sobreexcavación moderadas.
13 - 20	Pila de escombro dispersa con sobreexcavación mínima.
23 - 47	Voladura de máximo desplazamiento.

más próximas a los barrenos vacíos o de expansión. El valor de la piedra aumenta a medida que progresa la secuencia de encendido. Fig. 27.20.

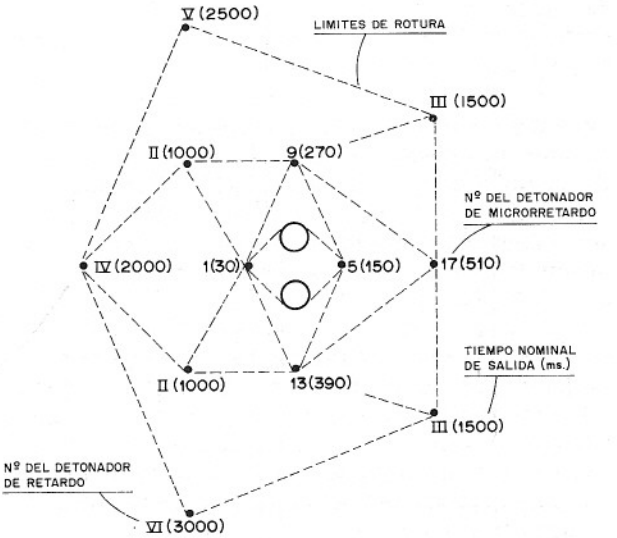


Figura 27.20. *Secuencia recomendada en un cuele de barrenos paralelos.*

La roca fragmentada por la acción de los primeros

barrenos se proyecta lateralmente hacia el pequeño volumen de hueco disponible. En barrenos con una longitud de más de 3 m el tiempo necesario para que los trozos de roca sean completamente expulsados de las zonas de cuele es considerable, y normalmente superior a los 100 ms. Por consiguiente, el tiempo de retardo entre barrenos consecutivos debe exceder de 100 ms si se quiere evitar la sinterización y apelmazamiento de la roca en la zona del cuele Fig. 27.21 y hacer que cada carga disponga después de un frente libre efectivo.

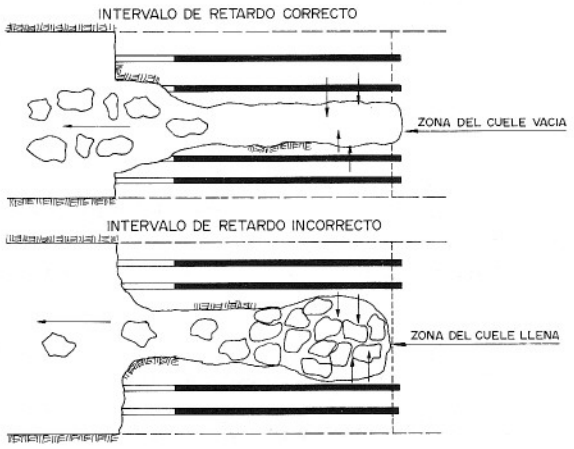


Figura 27.21. *Efecto del tiempo de retardo de los barrenos del cuele sobre el rendimiento de la voladura en túnel.*

Esto ha sido demostrado en la práctica mediante voladuras experimentales según se ve en la Tabla 27.3 y Fig. 27.22.

Estos estudios demuestran que los intervalos muy pequeños dan mejor fragmentación, pero reducen el avance de la pega y aumentan el desplazamiento de la pila haciendo la carga más dificultosa, debido a la dispersión de los bolos.

En túneles con secciones medias y grandes no es posible el empleo de secuencias de encendido con tiempos mayores de 100 ms debido al número de detonadores disponibles. Por ello, se ha hecho necesario el empleo de detonadores de microrretardo en el cuele y de retardo en el resto de las secciones.

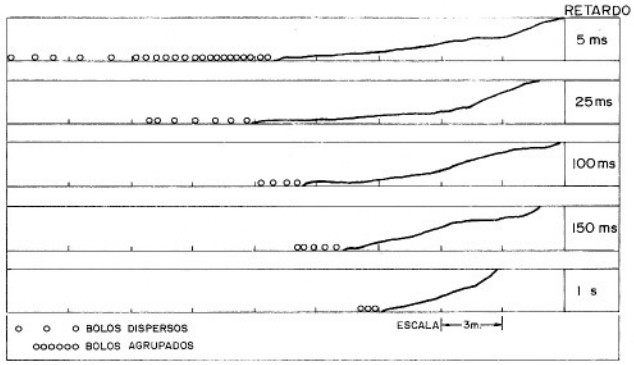


Figura 27.22. *Efecto del retardo sobre el desplazamiento y forma de la pila de escombro (Du Pont).*

TABLA 27.3.

RETARDO NOMINAL (ms)	AVANCE %	N.º DE BOLOS > 300 mm	DESPLAZAMIENTO (m)
5	88	15	23
25	97	26	20
100	96	27	15
150	97	26	12
1000	96	26	9

BIBLIOGRAFIA

— ANDREWS, A. B.: «Design Criteria for Sequential Blasting». SEE, 1981.
— BAUER, A., et al.: «Drilling and Blasting in Open Pits and Quarries». Part 2.
— BERGMANN, O. R., et al.: «Model Rock Blasting Measures Effects of Delays and Hole Patterns on Rock Fragmentation». E/MJ, june 1974.
— E. I. DU PONT DE NEMOURS & CO. (INC.): «Facts About Delay Blasting From Du Pont Research».
— FADEEV, A.B. et al.: «Seismic Control of Mine Quarry Blasting in the USSR». 6 th. I.S.R.M. Congress. Montreal. Canadá. 1987.
— HAGAN, T. N.: «Initiation Sequence - Vital Element of Open Pit Blast Design». 16th U.S. Symposium on Rock Mechanics, 1975.
«Good Delay Timing-Prerrequisite of Efficient Bench Blasting». Proc. A.I.M.M., september 1977.
— HAGAN, T. N.: «Controlling Blast-Induced Cracking Around Large Caverns». I.S.R.M. Symposium. Aachen. 1982.
— KONYA, C.J. and WALTER, E.J.: «Surface Mine Design». Prentice Hall, 1990.
— LANG, L. C., and FAVREAU, R. F.: «A Modern Approach to Open Pit Blast Design and Analysis», 74th Annual Meeting C.I. M.M., 1972.
— LANG, L. C.: «Delay Blasting Techniques in Open Pit Mines». AIME. Annual Meeting, february 1981.
«Buffer Blasting Techniques in Open Pit Mines». SEE, 1979.
— LANGEFORS, V. y KIHLSTROM, B.: «Voladura de Rocas». Ed. URMO. 1971.
— LOPEZ-JIMENO, C. y E.: «Principales Parámetros de Diseño en las Voladuras a Cielo Abierto y su Conexión con los Fenómenos Vibratorios». Tecniterrae, agosto-septiembre 1983.
— MERCER, J. K., and HAGAN, T. N.: «Progress Towards Optimun Blasting A Key to Increased Productivity and Profitability». 11th CMMC, Hong Kong, 1978.
— MINING RESOURCE ENGINEERING LTD.: «High-Speed Photography in Open Pit Blasting», 1983.
— TANSEY, D. O.: «The Du Pont Sequential Blasting System», 1980.
— WINZER, S. R., et al.: «The Science of Blasting». SEE, 1979.
«Initiator Firing Times and Their Relationship to Blasting Performance». 20th Proc. U.S. Symposium on Rock Mechanics, june 1979.
— WINZER, S. R., and RITTER, A. P.: «Effect of Delays on Fragmentation in Large Limestone Blocks». Martín Marietta Laboratories, 1980.

Capítulo 28

EVALUACION DE LOS RESULTADOS DE LA VOLADURA

1. INTRODUCCION

Una vez ejecutada una voladura, es necesario proceder a analizar los resultados obtenidos, ya que su interpretación permitirá introducir modificaciones sucesivas en los parámetros de diseño de las siguientes pegas, constituyendo ésta una etapa básica dentro del proceso de optimización.

Para realizar una evaluación global de una voladura, deben analizarse los siguientes aspectos:

— Fragmentación y esponjamiento de la pila de escombro.
— Geometría de la pila, altura y desplazamiento.
— Estado del macizo residual y piso del banco.
— Presencia de bolos en la pila de material.
— Vibraciones, proyecciones y onda aérea producidas en la voladura.

2. FRAGMENTACION Y ESPONJAMIENTO DE LA PILA DE ESCOMBRO

Además de la clasificación granulométrica del material en plantas de tratamiento, no existe ningún método que haga posible evaluar cuantitativamente la fragmentación en condiciones fiables. La distribución granulométrica constituye la herramienta básica dentro del proceso de optimización de las voladuras, ya que es el único medio de comparación de la fragmentación obtenida cuando se procede a realizar un estudio de sensibilidad de los parámetros de diseño.

Dado el elevado coste y tiempo necesario para obtener la curva granulométrica completa, en las operaciones mineras se utilizan los siguientes métodos aproximados:

— Análisis cualitativo visual.
— Métodos fotográficos.
— Métodos fotogramétricos.
— Fotografía ultrarrápida.
— Estudio de la productividad del equipo de carga.
— Volumen de material que requiere fragmentación secundaria.
— Interrupciones por atascos en la trituradora primaria.
— Cribado parcial.
— Análisis de imágenes con ordenador.

2.1. Análisis cualitativo visual

Este es el sistema más ampliamente utilizado y en la mayoría de los casos el único que se aplica. La pila de escombro y el aspecto general de la voladura, es observada inmediatamente después de efectuarse el disparo, realizándose por el técnico responsable una valoración y evaluación subjetiva. Sin embargo, sólo pueden apreciarse cambios en la fragmentación cuando las diferencias son muy acusadas, incluso con una gran experiencia del personal responsable.

La aplicación de esta técnica tiene poco rigor, no permite establecer una distribución de tamaños precisa y con frecuencia no queda constancia escrita de los resultados. En general, sólo sirve para que los especialistas tengan una primera toma de contacto con los resultados de la voladura con vistas a la realización de un estudio completo.

Foto 28.1. *Aspecto general de la fragmentación obtenída en la voladura de un banco bajo de 6 m.*

2.2. Método fotográfico

Esta técnica ha sido aplicada de diferentes formas y expuesta por diversos autores: Noren y Porter (1974), Reid, (1976), etc.

Los primeros, utilizaban fotografías de la pila sobre las que elegían aleatoriamente unas zonas equivalentes al 15% de la superficie total, superponiendo a continuación una malla para la evaluación de tamaños y recuento de los fragmentos. Los resultados de cinco voladuras realizadas en condiciones similares mostraron una desviación del ± 9,6% alrededor del tamaño medio de fragmento.

La mayor fuente de error estriba en la hipótesis de que la distribución de fragmentos en la superficie de la pila es representativa del volumen total de la misma. Reid, empleó una serie de fotografías del escombro en distintos momentos de la carga, situando una escala o regleta graduada dentro del campo de visión. Fig. 28.1.

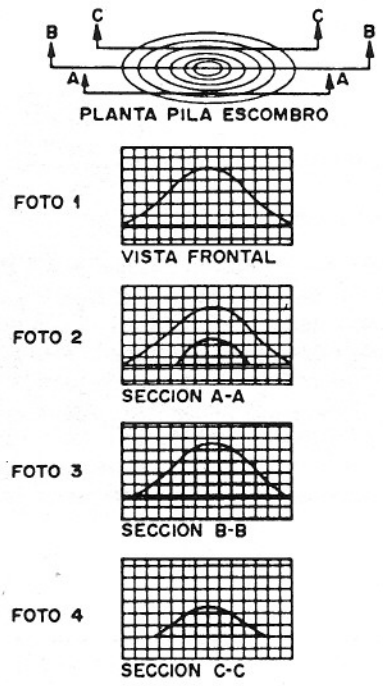


Figura 28.1. *Superposición de una malla reticulada sobre fotografías de la pila en distintas secciones de la misma.*

Este sistema es uno de los más útiles y, además, proporciona una documentación gráfica para el análisis y comparación de diferentes pegas. Los únicos inconvenientes que presenta son:

— Se requiere bastante tiempo de preparación y estudio, y
— Es difícil la cuantificación de los tamaños pequeños.

2.3. Método fotogramétrico

Los métodos fotogramétricos aportan una precisión mayor que los de fotografía convencional. Pero dado que el coste de inversión en equipos y accesorios es relativamente alto, su empleo es sólo un complemento de las aplicaciones principales, que son: el control topográfico de la explotación en los tajos de excavación y escombreras, estudios geológicos, etc.

La ventaja de la fotogrametría es que permite el estudio tridimensional de la pila de escombro, pudiendo calcularse el tamaño de cada fragmento y el volumen y esponjamiento de la pila.

Sus inconvenientes son, además del alto coste de inversión, la necesidad de personal cualificado para su utilización e interpretación.

2.4. Fotografía ultrarrápida

El empleo de la fotografía ultrarrápida en la evaluación, diseño y, sobre todo, control de las voladuras ha sido ampliamente expuesto por: Blair (1960), Chung et al (1975), Winzer et al (1979), Chiapetta (1980-83) y Bauer (1982). Solamente en los últimos años ha sido considerada como una técnica de evaluación de la fragmentación.

El principal problema que plantea es que los gases producidos y el polvo enrarecen el ambiente y dificultan la visión de la formación de grietas y desplazamiento de la pila.

La información obtenida del análisis de la fotografía ultrarrápida se puede clasificar en:

Cualitativa:

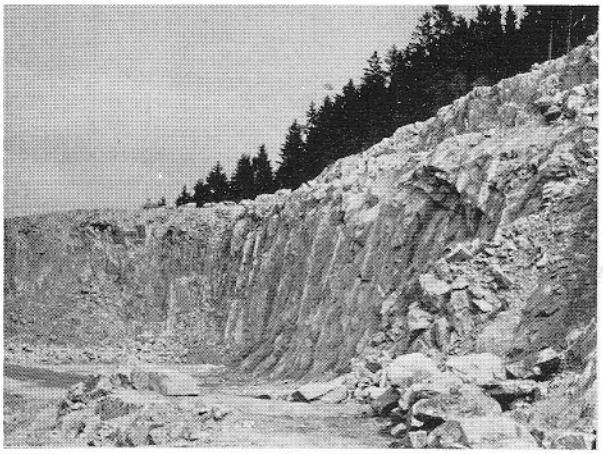
— Primeros movimientos de la roca.
— Confinamiento del retacado.
— Trayectoria del movimiento de la pila.

Cuantitativa:

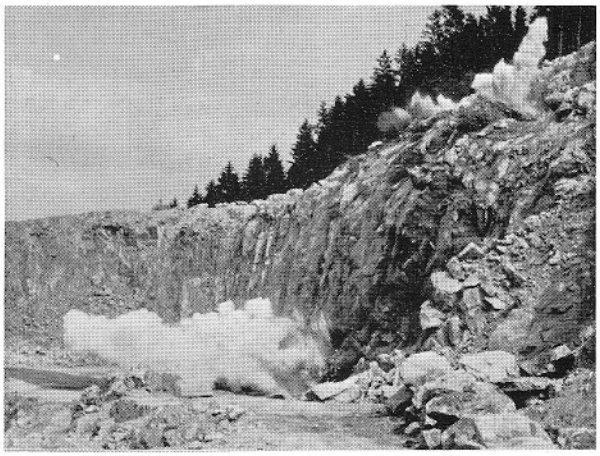
— Tiempo de salida de los accesorios de voladura.
— Tiempo y eficiencia del confinamiento de los gases.
— Aceleración, dirección y velocidad de los fragmentos.
— Velocidad de expulsión del retacado.
— Proyección y desplazamiento de la pila.

El estudio de estos datos, con la información detallada de los parámetros de diseño de la voladura y del conjunto de la operación, son muy útiles para la detección y definición de:

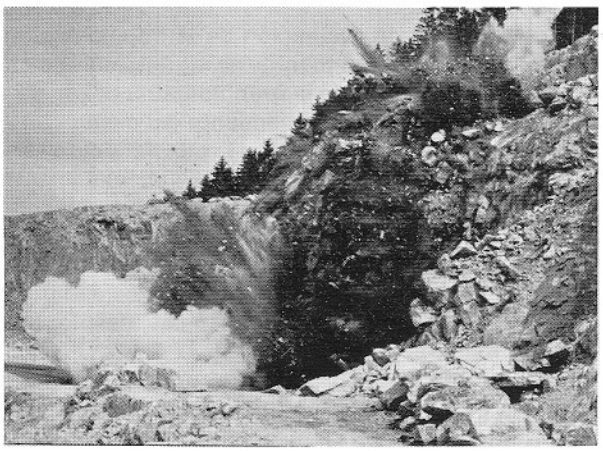
— Existencia de fallos y causa de los mismos.
— Cargas incorrectas de explosivo.
— Efecto de la sobreperforación, de la presencia de agua y del tipo de retacado.
— Determinación de la mejor secuencia de encendido.
— Rendimiento del sistema de iniciación elegido.
— Movimiento global de la pila.



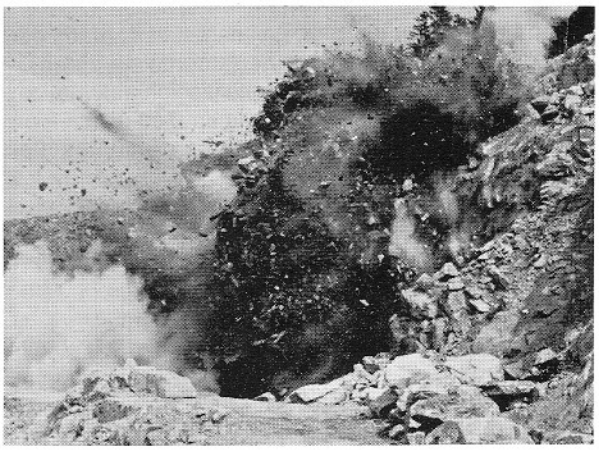
t = 0 ms.



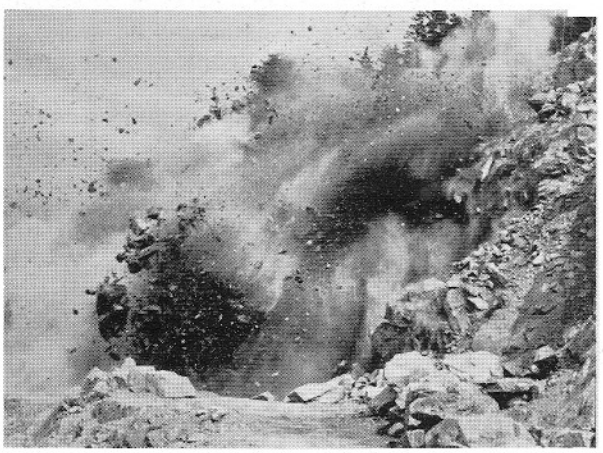
t = 150 ms.



t = 360 ms.



t = 540 ms.



t = 840 ms.

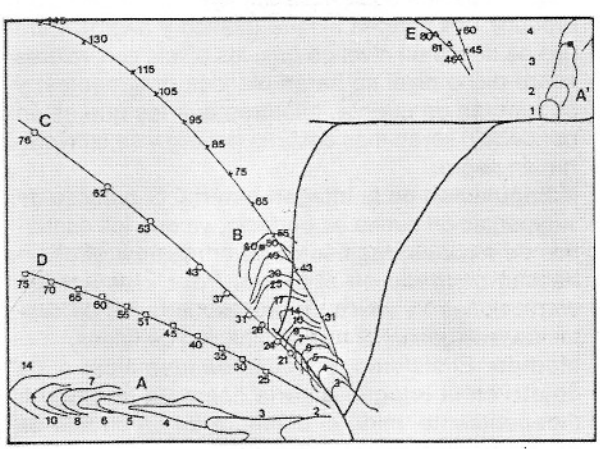


Foto 28.2. *Fotografías obtenidas con cámara ultrarrápida de una voladura en banco con barrenos verticales y de zapatera, para el estudio de las proyecciones y el movimiento del retacado. (Cortesía de R. Lüdeling).*

— Procedencia de los bloques en el frente.
— Desplazamiento conseguido de la pila, y
— Geometría del perfil de escombro.

2.5. Procesamiento digital de imágenes

Los recientes avances en informática han permitido la aplicación del análisis de imágenes a la evaluación de la fragmentación del escombro de las voladuras.

Los métodos modernos de análisis de imágenes utilizan un «software» y un «hardware» sofisticado para cuantificar con imágenes en dos dimensiones aspectos geométricos, tales como el área, número, perímetro, forma, tamaño y orientación. Son varias las dificultades que aún hoy no están totalmente resueltas, como por ejemplo una definición de contornos precisa, la corrección de los errores debidos al solape entre fragmentos, etc.

Actualmente, los procedimientos desarrollados comprenden las siguientes etapas:

1. **Captación de la imagen.** La imagen es captada por medio de una cámara, generalmente de vídeo, y sometida a un proceso de digitalización automática. Esto supone la conversión de la imagen óptica a un formato digital en forma de matriz de puntos elementales «pictures points-pixels» a los que se les hace corresponder una determinada luminosidad, o valor de gris, desde 0 (negro) hasta 255 (blanco).
2. **Cambio de escala.** Se define la escala de la imagen, normalmente, aprovechado un testigo de referencia colocado sobre la pila de escombro.
3. **Intensificación de la imagen.** En esta etapa se utilizan filtros digitales que permiten obtener una imagen de los fragmentos resaltada. Por ejemplo, se emplean los filtros pasa baja o Gaussianos para eliminar ruido, filtros de sombreado que corrigen defectos de iluminación, etc.
4. **Segmentación de la imagen.** En esta etapa los fragmentos son separados del resto del fondo para producir una imagen binaria (blanco y negro). Para ello se define un nivel de gris, los pixels con valores sobre dicho nivel se harán blancos (fragmentos) y se tendrán en cuenta, mientras que los que estén por debajo serán más oscuros (fondo) y se convertirán en negro.
5. **Manipulación de la imagen binaria.** El proceso de segmentación nunca es perfecto, ya que los contornos de algunos fragmentos se cruzarán y otros se habrán ocultado en el fondo. Para efectuar las correcciones se aplica un proceso iterativo de dilatación, adelgazamiento y eliminación de líneas.
6. **Medida.** El sistema, después de identificar cada objeto en la imagen binaria como un fragmento independiente, mide el diámetro de un círculo de área equivalente y los clasifica.
7. **Interpretación estereométrica.** En esta etapa la distribución de tamaños con dos dimensiones se transforma en una distribución de los tamaños volumétricos o tridimensionales. Esta conversión exige la aplicación de principios estereométricos y el uso de algunas relaciones empíricas.

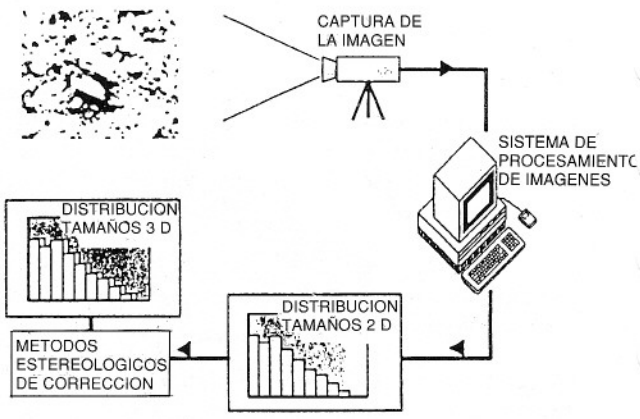


Figura 28.2. *Análisis de la fragmentación mediante el procesamiento automático de imágenes.*

2.6. Estudio de la producción del equipo de carga

Esta técnica de evaluación de la fragmentación se basa en que los rendimientos de las unidades de carga son función inversa de la granulometría del material y función directa del esponjamiento del mismo. La presencia de bloques grandes en la pila, reducido esponjamiento, y repiés, serán reflejados inmediatamente en la producción. Si la técnica se aplica correctamente, se puede realizar una evaluación muy precisa. Hay que tener en cuenta los tiempos muertos no imputables a las condiciones de carga: paradas de los equipos por falta de volquetes, averías mecánicas, desplazamientos y limpiezas de tajo.

Los estudios deben realizarse sobre las mismas máquinas y con los mismos operadores para eliminar el diferente grado de experiencia de éstos o apreciaciones erróneas.

Un trabajo muy completo ha sido realizado por Williamson y otros (1983) en la explotación de Mt. Newman en Australia instrumentando los motores de corriente continua de las excavadoras de cables, grabando las señales en cinta magnética y procesando los datos en ordenador.

Las demandas de fuertes empujes pueden deberse a las siguientes causas:

— Arranque defectuoso al nivel del piso con presencia de repiés.
— Esponjamiento insuficiente de material.
— Desplazamiento excesivo de la pila, y
— Granulometría gruesa.

2.7. Volumen de material que requiere fragmentación secundaria

Los trozos de roca producidos en las voladuras que no puedan ser manipulados o admitidos por los equipos mineros serán considerados como bolos. Las dimensiones de estos bloques dependen de cada operación y durante el desarrollo de la misma deberán ser

apartados para proceder a su fragmentación, con los procedimientos expuestos en el capítulo siguiente.

El volumen relativo de los bolos debe mantenerse en niveles mínimos, no sólo por el alto coste de su fragmentación, sino porque afectan a la operación dando lugar a bajos rendimientos en la carga por los tiempos muertos invertidos en su retirada del tajo y atascos en la trituradora principal.

2.8. Producción e interrupciones de la trituradora primaria

La producción de cualquier trituradora primaria depende básicamente de la granulometría del material de entrada, por lo que puede obtenerse indirectamente un índice de la fragmentación a partir de los rendimientos del equipo y del consumo de energía por tonelada tratada.

Debe llevarse un control de las interrupciones en las trituradoras debidas a la presencia de bloques de gran tamaño, así como el desgaste de los revestimientos de acero.

2.9. Cribado parcial

Es el único método preciso de evaluación cuantitativa de la fragmentación. En pequeñas explotaciones, esta técnica puede llegar a realizarse con muestras representativas, pero en las grandes minas a cielo abierto sería impracticable debido al alto coste y tiempo necesario.

3. GEOMETRIA DE LA PILA, ALTURA Y DESPLAZAMIENTO

La configuración de la pila está gobernada por:

— Las variables geométricas de diseño: altura de banco, inclinación de los barrenos, piedra, espaciamiento y retacado.
— Factores de consumo de explosivo.
— Secuencias de encendido y tiempos de retardo.

La geometría óptima depende, en cada caso, del sistema de carga del material empleado. Fig. 28.3.

La forma 1 representa la situación ideal para la carga con palas de ruedas, pero si el equipo empleado son las excavadoras de cables, el rendimiento será bajo y se precisarán muchas horas de tractor para la limpieza del tajo y acopio del material.

La forma 2 requiere unas labores de limpieza mínimas y la productividad es alta, pero pueden existir problemas de seguridad para los operadores por la caída de roca desde gran altura.

La forma 3 refleja las condiciones óptimas para la utilización de excavadoras de cables.

Este procedimiento de control puede realizarse por medio del equipo de topografía, completándose con fotografías transversales.

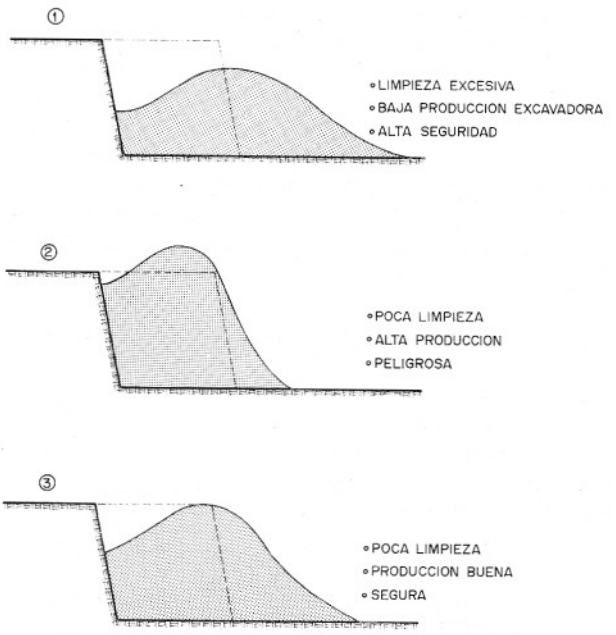


Figura 28.3. *Diferentes geometrías de la pila de escombro.*

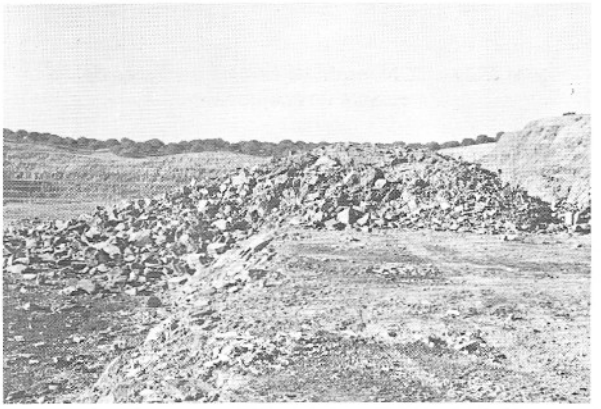


Foto 28.3. *Perfil de una pila de escombro después de la voladura.*

4. ESTADO FISICO DEL MACIZO RESIDUAL

Una vez cargada la pila de material en el banco, es posible observar la existencia o no de sobreexcavación y la magnitud de los daños en el macizo residual.

La valoración de los daños producidos por las voladuras en el macizo remanente puede realizarse mediante cualquiera de los métodos de caracterización geomecánica de macizos rocosos, pero para los fines que se persiguen el sistema propuesto por Ashby (1980), Tabla 28.1, es por su sencillez y pragmatismo uno de los más aplicados.

4.1. Perfiles de la excavación

Actualmente, existen en el mercado sistemas de levantamiento topográfico de los frentes de excavación,

basados en la tecnología de los rayos láser, que permiten obtener perfiles de los mismos en diferentes planos verticales. El principio consiste en medir el tiempo que tarda un pulso electromagnético en llegar al frente, reflejarse, y volver al punto de emisión, midiéndose simultáneamente los ángulos vertical y horizontal, e indicando la dirección de la observación.

Las numerosas medidas que se realizan se almacenan en una libreta electrónica, para su procesamiento posterior en ordenador, Fig. 28.4.

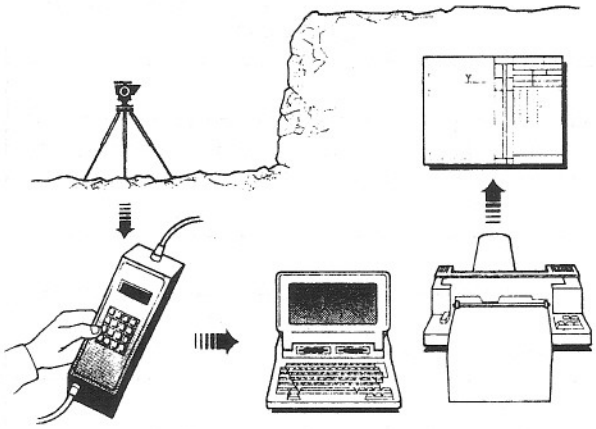


Figura 28.24. *Obtención de perfiles verticales del frente mediante un equipo láser.*

Utilizando el software adecuado, puede determinarse de forma rápida y sencilla la posición óptima de los barrenos, las dimensiones de la piedra y las cantidades de explosivo necesarias, así como el rendimiento de las voladuras precedentes.

5. ANALISIS DEL PISO DEL BANCO

En el piso del banco, una vez evacuada la voladura, se pueden presentar los siguientes casos:

— Repiés delante de los barrenos.
— Repiés entre barrenos.
— Piso alto.
— Piso bajo.

El problema de repiés delante de los barrenos se corrige mediante:

— La disminución de la piedra.
— El aumento de la carga de fondo.
— El incremento de la sobreperforación, y
— El aumento del retardo entre filas.

El repié entre barrenos se debe a un espaciamiento excesivo de éstos, por lo que se deberá reducir el mismo.

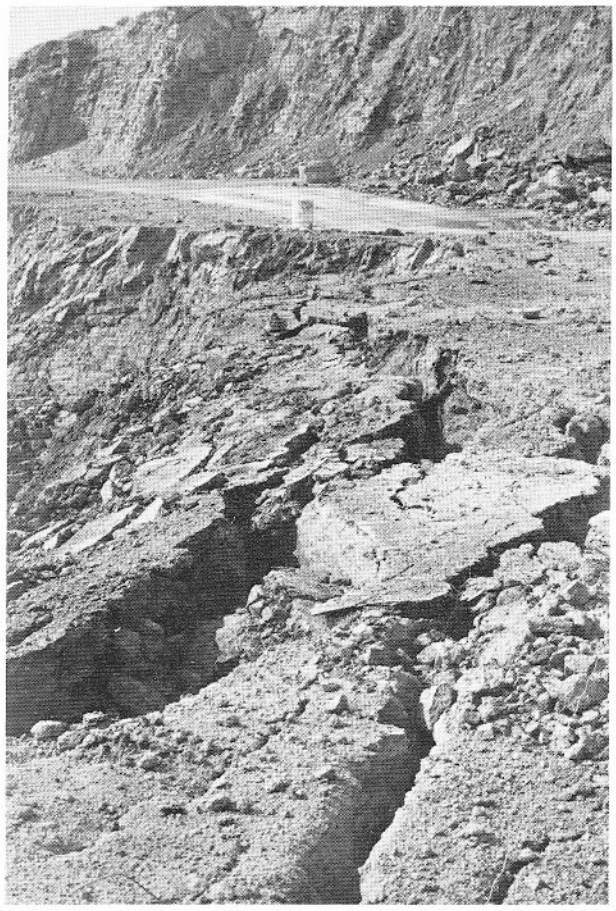


Foto 28.4. *Agrietamiento y sobreexcavación producidos por una voladura en banco.*

La aparición de un piso alto de forma sistemática puede ser debida a la existencia de un plano de debilidad o a la insuficiencia de sobreperforación y carga de fondo.

Cuando la plataforma del piso tiene una cota inferior a la proyectada se deberá disminuir la carga de fondo y la sobreperforación, y vigilar la forma de operación del equipo de carga.

6. PRESENCIA DE BOLOS EN LA PILA DE MATERIAL

Los bloques de tamaño superior al deseado pueden aparecer en la pila de escombro en las zonas siguientes. Fig. 28.5.:

— En la parte alta o de coronación.
— En el piso, asociados generalmente con problemas de repiés.
— En el interior, y
— En el frente.

TABLA 28.1. NIVELES DE DAÑOS PRODUCIDOS POR VOLADURAS EN TALUDES ROCOSOS (Ashby, 1980)

NIVEL DE DAÑOS	CONDICIONES OBSERVADAS EN EL TALUD		
	JUNTAS Y BLOQUES	ANGULO DE TALUD Y CONDICIONES DEL FRENTE	CONDICIONES DE EXCAVACION EN EL FRENTE
1 LIGEROS	Juntas cerradas, material de relleno no movilizado.	$> 75°$ Se ven las cañas de los barrenos de contorno.	Excavación no practicable. Señales visibles de la excavadora en el frente en formaciones blandas.
2 MODERADOS	Pequeñas juntas rellenas son abiertas, bloques aislados y juntas ligeramente desplazadas.	$> 65°$ El frente es suave, se ven algunas secciones de los barrenos. Pequeñas grietas.	Señales de penetración de los dientes, pero excavación difícil.
3 FUERTES	Algunas juntas son abiertas y desplazadas.	$> 65°$ Pequeños descostramientos desde el frente. Se aprecian grietas radiales.	Excavación factible con esfuerzo $< 1{,}5$ m.
4 SEVEROS	Frente fracturado, juntas abiertas. Algunos bloques movilizados.	$> 55°$ Frente irregular, algunos descontramientos y grietas de sobreexcavación.	Excavación factible. < 3 m.
5 EXTREMOS	Bloques movilizados y agrietados. La voladura produce material fino.	$37° > 55°$ Frente muy irregular, fuertes descostramientos desde el frente. Gran sobreexcavación.	Excavación bastante fácil. > 3 m.

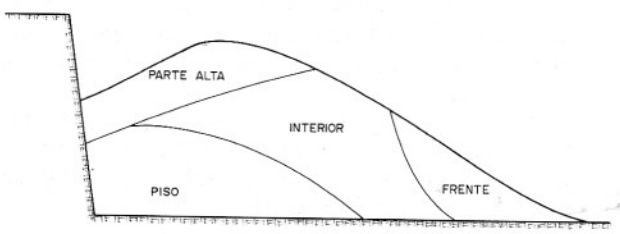


Figura 28.5. *Zonas de una pila de escombro.*

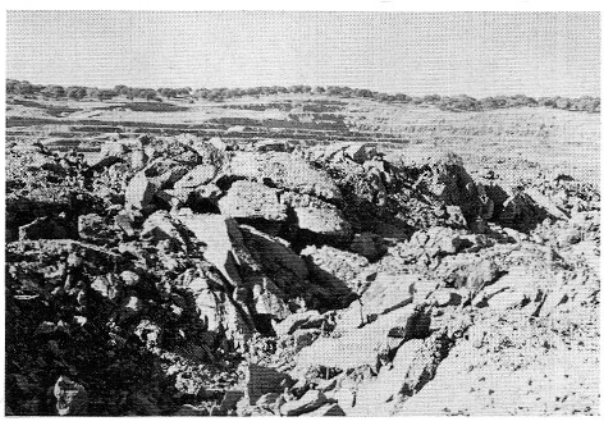


Foto 28.5. *Bolos en la parte alta de una pila de material.*

Los bolos en la parte alta pueden ser debidos a la presencia de un nivel duro o mala fragmentación de la parte superior del banco. Se corrige aumentando la columna de explosivo o colocando una pequeña carga puntual en el retacado.

Los bolos en el piso se achacan a la existencia de un plano de debilidad en la zona inferior del banco. Se eliminan actuando igual que cuando aparecen repiés: disminuyendo la piedra y aumentando la carga de fondo, la sobreperforación y el retardo entre filas.

Los bloques en el interior de la pila son debidos a una perforación incorrecta, a un mal rendimiento de la voladura por cebado defectuoso o por alteración del explosivo, por ejemplo humedecimiento local del ANFO, y a un efecto pernicioso de las discontinuidades internas con respecto a la abertura de la malla.

Los bolos en el frente pueden estar originados por una fracturación excesiva de la voladura anterior en dicha zona.

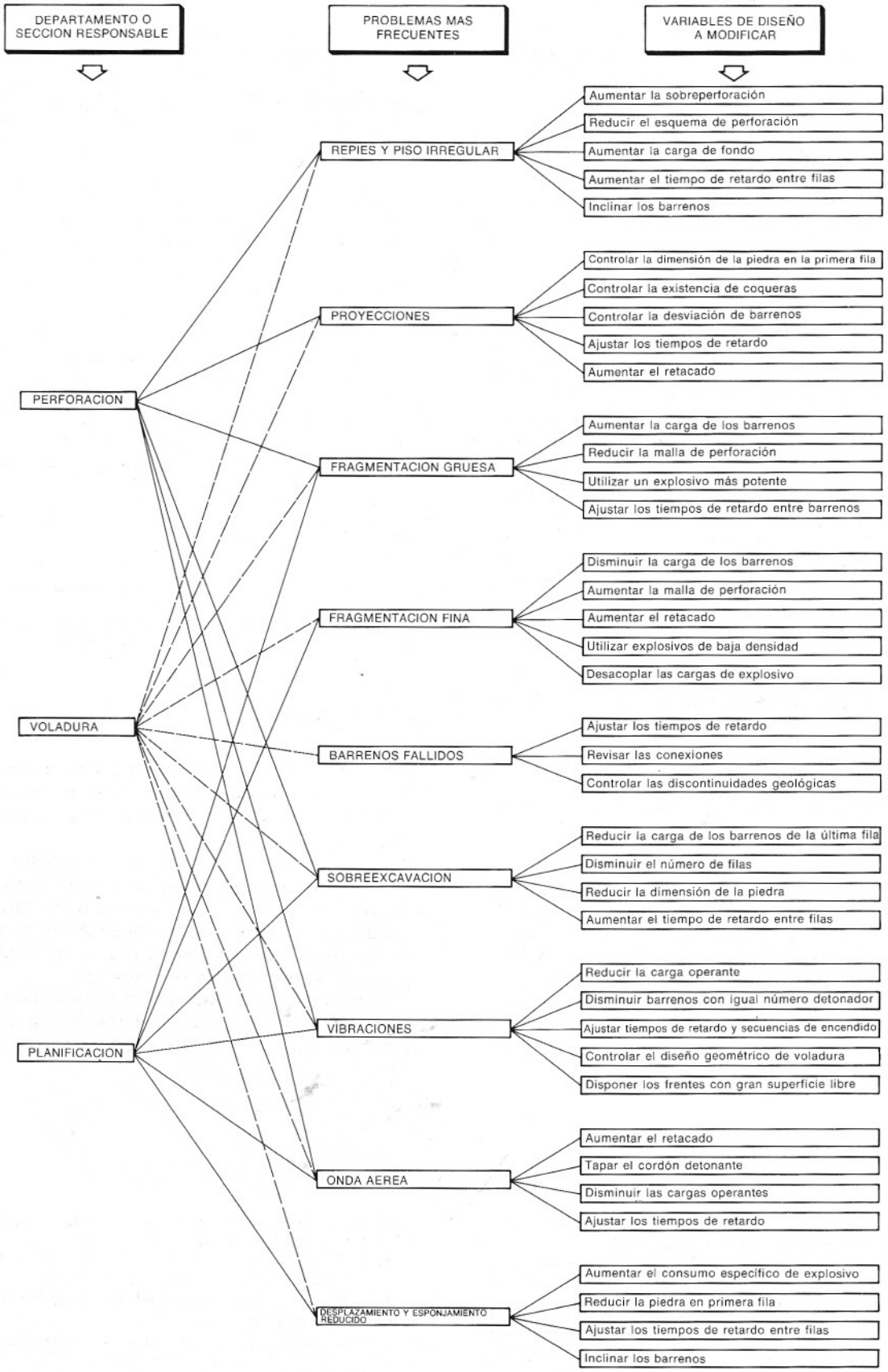


Figura 28.7. *Resumen de los problemas más frecuentes en el arranque con explosivos y variables ajustables.*

7. VIBRACIONES Y ONDA AEREA

Si el tiempo de retardo y la secuencia de encendido de una voladura no es la adecuada, se producirán, entre otros, los siguientes resultados:

— Mala fragmentación y esponjamiento insuficiente del escombro.
— Proyecciones incontroladas de trozos de roca.
— Niveles de vibración elevados, y
— Frecuencias de vibración bajas.

Mediante el análisis de las vibraciones registradas con un sismógrafo y posterior modificación de las variables indicadas, puede conseguirse un mayor aprovechamiento de la energía desarrollada por el explosivo, traduciéndose todo ello en una mejora de la granulometría del material y unas perturbaciones de menor intensidad y frecuencia de vibración más elevada, que son potencialmente menos peligrosas.

En cuanto a la onda aérea, son diversos los mecanismos que actúan como fuentes de la misma, pero uno de los más importantes es el escape prematuro de los gases a la atmósfera tras proyectarse el retacado. Por ello, los estudios con cámaras de fotografía ultrarrápida pueden ayudar a definir la longitud óptima de la columna de retacado y el tipo de material idóneo para su ejecución, a fin de conseguir un mayor confinamiento del explosivo sin afectar negativamente a la fragmentación de la zona donde se localiza dicho material inerte.

8. PERFILES DE LAS EXCAVACIONES SUBTERRANEAS

En minería y, sobre todo, en obra civil, un equipo sumamente interesante es el que permite obtener perfiles transversales de las excavaciones. Básicamente, consiste en una cámara con un dispositivo que obtiene fotografías de la silueta de las secciones. Para su manejo se precisan dos personas, pudiendo obtenerse de 25 a 40 secciones por hora.

La sección máxima fotografiada es de unos 100 m^2, con una precisión de 3 cm.

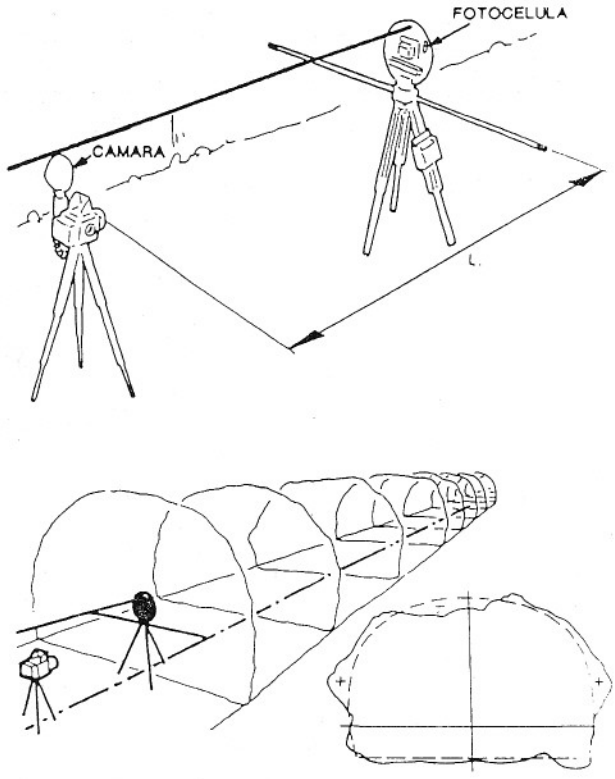


Figura 28.6. *Equipo para obtención de fotografías de perfiles de excavaciones subterráneas.*

9. RESUMEN

En la Fig. 28.7 se indican los problemas más frecuentes que suelen presentarse en el arranque de rocas con explosivos y las soluciones propuestas para su corrección o eliminación.

El ajuste de los parámetros de diseño debe hacerse de forma individual y sistemática con el fin de evaluar la influencia absoluta de cada uno de ellos, pues de lo contrario las observaciones que se lleven a cabo sobre los resultados obtenidos quedarán sesgadas y retrasarán el proceso de optimización.

Asimismo, se establece la interrelación de los departamentos o secciones responsables de cada una de las operaciones: perforación, voladura y planificación.

BIBLIOGRAFIA

— ASHBY, J. P.: «Production Blasting and the Developments of Open Pits Slopes». SEE, Tampa, 1980.
— BAUER, A., et al.: «The Use of High-Speed Photography in Open Pit Blasting». Mining Resource Engineering Ltd., Kingston, Ontario, 1982.
— CARLSSON, O., and NYBERG, L.: «A Method for Estimation of Fragment Size Distribution with Automatic Image Processing». First Symp. on Rock Fragmentation by Blasting, Lülea, 1983.
— CHIAPPETTA, R. F., and BORG, D. G.: «Increasing Productivity Through Field Control and High-Speed Photography». First Symp on Rock Fragmentation by Blasting, Lülea, 1983.
— GRANT, J.R. and DUTTON, A.J.: «Development of a Fragmentation Monitoring System for Evaluating Open Storage Blast Performance at Mount Isa Mines». First Symp. on Rock Fragmentation by Blasting. Lülea, 1983.
— JENKINS, S. S.: «Adjusting Blast Design for Best Results». Pit and Quarry, september 1981.
— LOPEZ JIMENO, E.: «Implantación de un Método de Cálculo y Diseño de Voladuras en Banco». E.T.S. Ingenieros de Minas de Madrid. Tesis doctoral, febrero 1986.
— MAERZ, N.H. et al.: «Measurement of Rock Fragmentation by Digital Photoanalysis». S.E.E. 1987.

— McDERMOTT, C. and HUNTER, G.C.: «The Application of Image Analysis to the Measurement of Blast Fragmentation». Surface Mining-Future Concepts. Nottingham. 1989.
— REID, P. E.: «Fragmentation Analysis and Its Use in Blasting-Cost-Optimization Programs in Open Pit Mining». Bsc. Thesis. Queen's University, Kingston, Ontario, 1976.
— ROCKSET INT. SALES AB.: «Información Técnica».
— WILLIAMSON, S., et al.: «Electric Shovel Performance as a Measure of Blasting Efficiency». First Simp. on Rock Fragmentation by Blasting. Lülea, 1983.
— WINZER, S. R., et al.: «High-Speed Cinematography of Production Blasting Operations». Mining Congress Journal, 1979.

Capítulo 29

FRAGMENTACION SECUNDARIA Y VOLADURAS ESPECIALES

1. INTRODUCCION

Los fragmentos de roca con un tamaño excesivamente grande que se producen en las voladuras, también llamados bolos, precisan ser troceados para que puedan manipularse con los equipos de carga o ser introducidos en las trituradoras sin que den lugar a atascos.

Los métodos que actualmente se utilizan en la fragmentación secundaria, o taqueo, se clasifican en dos grupos; el primero, donde se usan explosivos dentro de barrenos o adosados a la superficie y el segundo, por medios mecánicos o especiales.

En este capítulo, también, se recogen otros tipos de voladuras distintas a las convencionales.

2. TAQUEO CON EXPLOSIVOS

2.1. Con perforación de barrenos

Los bolos se perforan con martillos manuales o con carros ligeros, abriendo barrenos de pequeño calibre con una longitud entre 1/2 y 2/3 del diámetro o dimensión mayor del bloque y paralelo a éste. Fig. 29.1. Si los bloques tienen un volumen superior a 2 m^3 se recomienda perforar dos barrenos y dispararlos instantáneamente.

Los consumos específicos que se aplican cuando se utiliza un explosivo de tipo gelatinoso se indican en la Tabla 29.1. Dependiendo del grado de enterramiento del bolo la cantidad va aumentando desde 50 g/m^3 hasta los 200 g/m^3.

TABLA 29.1

CONDICIONES DEL BOLO	CONSUMO ESPECIFICO DE EXPLOSIVO CE (g/m^3)
Descubierto	50 - 100
Semienterrado	100 - 150
Enterrado	150 - 200

Si se emplean explosivos menos potentes las cargas se aumentarán entre un 25 y un 50%.

En todos los casos los barrenos se retacarán para obtener unos resultados aceptables. En las minas a cielo abierto, el taqueo de los bolos se suele realizar por campañas, con el fin de minimizar los problemas de ruidos que se producen en estas operaciones.

2.2. Con cargas superficiales

La fragmentación colocando el explosivo en la superficie se lleva a cabo con cargas conformadas o, más habitualmente, con cargas constituidas por varios cartuchos de pequeño calibre. Fig. 29.2.

Es conveniente cubrir el explosivo con una capa de arcilla o arena de unos 10 cm de espesor, como mínimo, para reducir el nivel de ruido y conseguir la rotura de la roca con una cantidad de explosivo menor.

Los consumos específicos normales oscilan entre

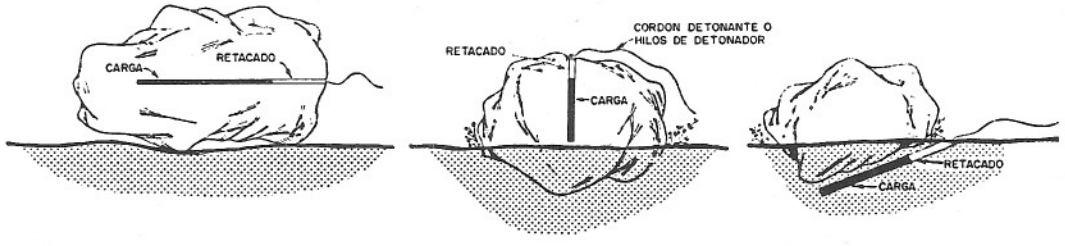


Figura 29.1. *Taqueo de bloques con perforación de barrenos.*

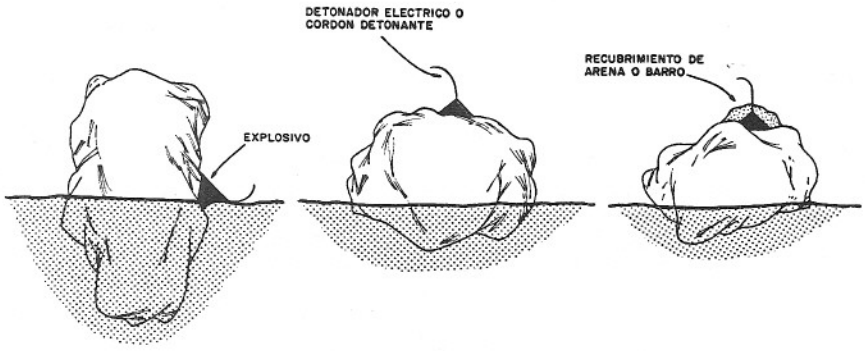


Figura 29.2. *Taqueo con cargas superficiales.*

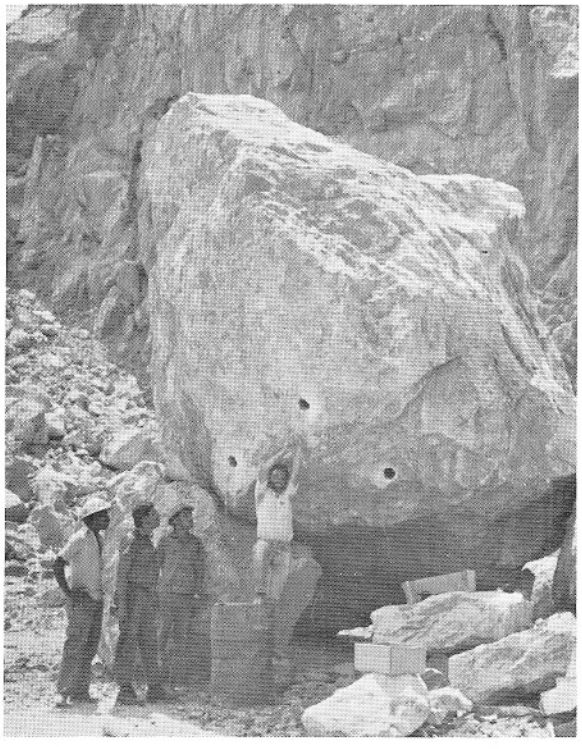


Foto 29.1. *Taqueo de un gran bolo con perforación de barrenos.*

los 700 g y 1.000 g/m³ para explosivos gelatinosos, que son los más indicados. En el caso de no cubrir las cargas éstas se incrementarán en un 25% aproximadamente.

Las ventajas de este método son que no se precisa de la perforación de barrenos, las proyecciones son pequeñas y la ejecución es rápida. Por el contrario, la cantidad de explosivo es cuatro o cinco veces superior a la del taqueo con barrenos, y su empleo está limitado a áreas alejadas de zonas habitadas debido al intenso ruido y onda aérea que se generan.

2.3. Con minivoladuras

Cuando se dispone de explosivos de alta potencia, como los descritos en las minivoladuras del Capítulo 21, el taqueo de bolos se puede llevar a cabo perforando pequeños barrenos de 22 mm de diámetro, usando consumos específicos del orden de 0,02 a 0,04 kg/m³. Estas cantidades pueden reducirse hasta 0,01 - 0,02 kg/m³, dependiendo de la forma y número de barrenos perforados, Fig. 29.3.

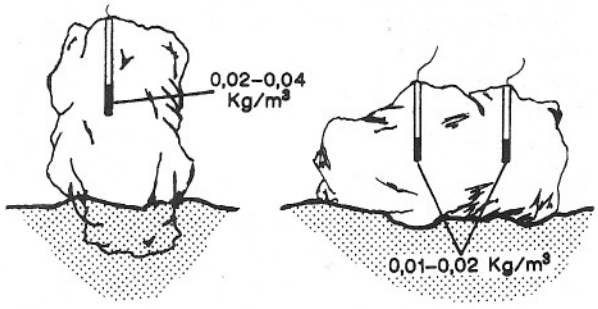


Figura 29.3. *Taqueo con minivoladuras*

Cuando los bolos están cubiertos de tierra se debe desenterrar una parte de éste, para disponer de una cara libre y lograr así un mejor troceo de la roca, Fig. 29.4.

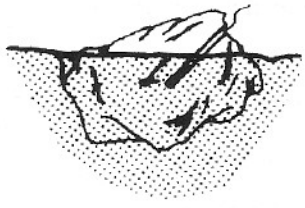


Figura 29.4. *Disposición de un minibarreno en un bolo parcialmente desenterrado.*

2.4. Con cargas conformadas direccionales

En minas subterráneas donde se producen habitualmente atascos en los puntos de evacuación del material volado, coladeros, piqueras, etc., el taqueo clásico resulta peligroso para el personal, costoso y lento.

Recientemente, se han desarrollado unas cargas conformadas que al explosionar lanzan contra los bolos, desde un punto alejado, un dardo metálico o disco balístico con suficiente energía para fragmentarlas y removilizar el material apelmazado.

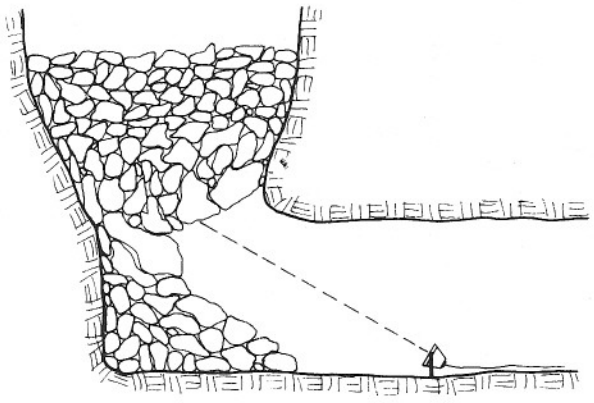


Figura 29.5. *Empleo de cargas conformadas de proyección.*

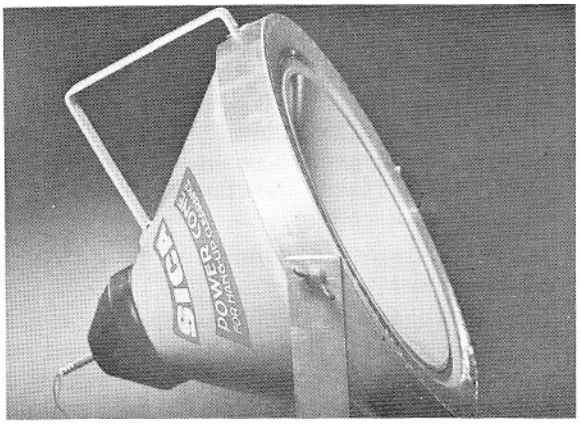


Foto 29.2. *Carga direccional (Sica).*

3. TAQUEO CON MEDIOS MECANICOS Y METODOS ESPECIALES

Algunos de estos métodos, además de su aplicación al taqueo, se utilizan en trabajos de demolición.

3.1. Martillos hidráulicos

Estos martillos de accionamiento hidráulico disponen de un útil que golpea repetidamente a la roca hasta conseguir su fragmentación. El número de impactos necesarios para romper un bolo depende de la energía por golpe y la resistencia de la roca.

A título orientativo se indican en la Tabla 29.2 los rendimientos medios en m^3/h de tres tipos de martillos, según su potencia y resistencia a compresión del bloque de roca.

Existen martillos hidráulicos con pesos de 50 a 3.500 kg que pueden montarse sobre equipos autopropulsados, teniendo las ventajas de poseer una gran fuerza de percusión y de empuje. En la Tabla 29.3 se indican algunas de las características de estos martillos.

TABLA 29.2

POTENCIA (kW)	RESISTENCIA DE LA ROCA RC (MPa)		
	< 120	120 - 180	> 180
12	10 - 30*	8 - 15	—
18	14 - 40	9 - 28	2 - 15
24	19 - 60	13 - 40	3 - 20

* Rendimientos en m^3/h.

TABLA 29.3

PESO (kg)	ENERGIA DE LOS IMPACTOS (Julios)	POTENCIA (kW)
50	50 - 100	1 - 2
100	150 - 200	3 - 4
250	400 - 600	6 - 9
400	700 - 900	9 - 10
600	1.000 - 1500	10 - 11
900	1.500 - 2.000	12 - 16
1.500 - 3.000	3.000 - 8.500	16 - 40

3.2. Agua a presión

Esta técnica consiste en perforar un barreno en la roca y proyectar dentro de él un volumen de unos 2 litros de agua a muy alta presión (40 MPa). El líquido al golpear el fondo del taladro a gran velocidad genera una onda de choque que se desplaza hacia atrás a través del agua, creando una alta presión radial durante una pequeña fracción de segundo. Se producen entonces unas grietas radiales y axiales que se propagan hasta la superficie.

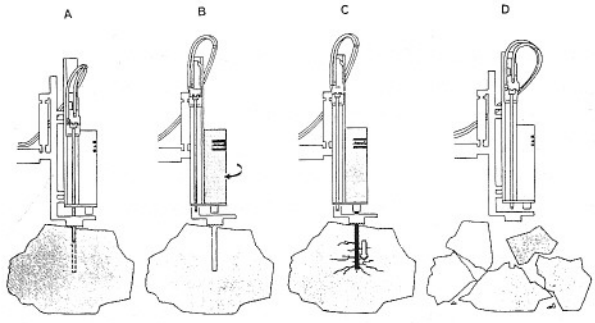


Figura 29.6. *Cañón de agua Crac 200 (Atlas Copco).*

3.3. Cuñas

De forma similar al antiguo arranque de rocas ornamentales con cuñas metálicas, en la actualidad, se

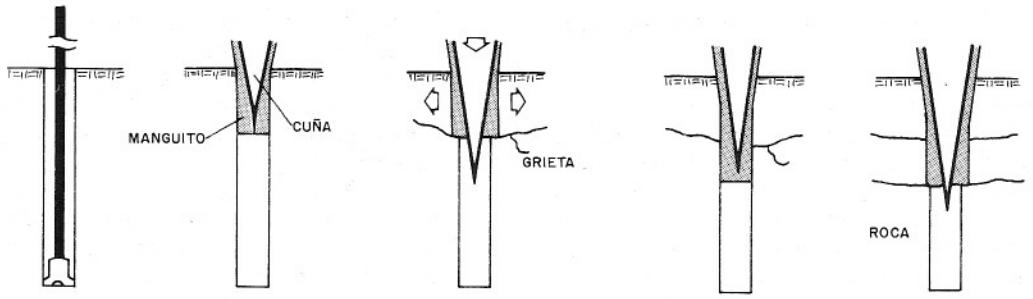


Figura 29.7. *Fragmentación de bolos con cuña hidráulica.*

disponen de unos equipos hidráulicos que pueden ir montados sobre el brazo de una unidad móvil. Estos equipos permiten, tras perforar primero un barreno, introducir repetidamente una cuña mediante el golpeo de un pistón accionado hidráulicamente y conseguir así fragmentar la roca de forma progresiva.

3.4. Cementos expansivos

Este método, consiste en llenar los barrenos practicados en los bloques de roca con un cemento, encartuchado o a granel mezcla de cal y silicatos, que al hidratarse aumenta de volumen y genera unas presiones expansivas del orden de unos 30 MPa. La principal ventaja es la ausencia total de alteraciones ambientales y su mayor inconveniente el coste.

Las cantidades consumidas oscilan entre los 3 kg/m^3 en rocas blandas hasta los 8 kg/m^3 en rocas duras.

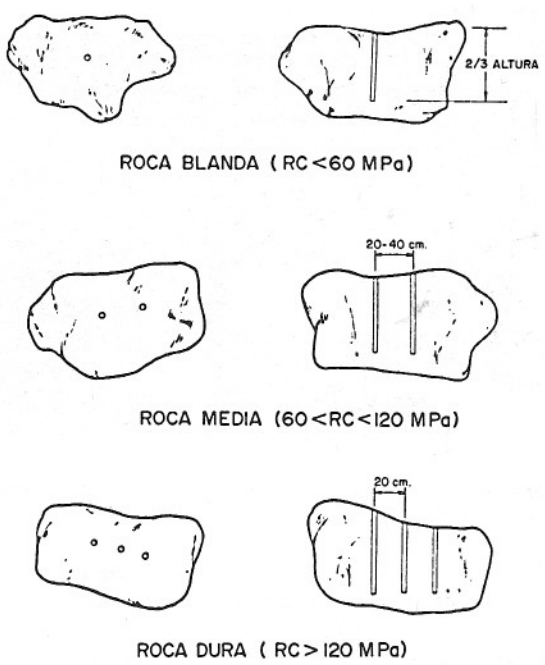


Figura 29.8. *Fragmentación de bolos entre 1 y 2 m^3 con cementos expansivos.*

Normalmente, la proporción de agua que se añade al cemento es del 25% y los tiempos necesarios para que aparezca la rotura de la roca van desde los 30 minutos para algunos tipos hasta las 12 y 14 horas para otros.

Aunque estos cementos son productos básicamente seguros, es preciso durante su manejo observar algunas recomendaciones:

— Usar guantes y gafas protectoras, ya que, generalmente, son sustancias alcalinas con un pH muy alto y cualquier salpicadura puede producir daños en la piel y en los ojos.

— Una vez cargados los barrenos no mirar en la dirección de éstos.

— Colocar protecciones ligeras sobre la roca a fragmentar si existe riesgo de estallidos y proyecciones de pequeñas esquirlas, sobre todo si se lleva a cabo un taponado firme de los barrenos.

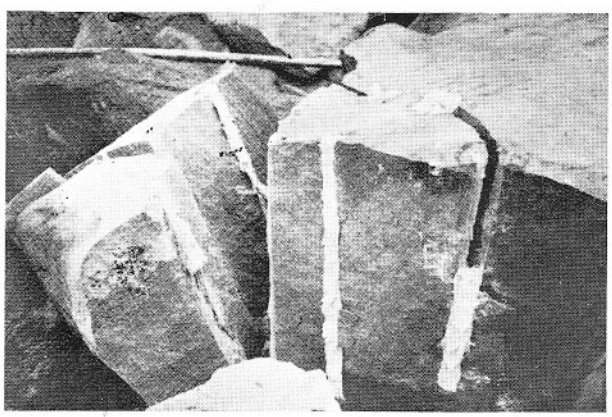


Foto 29.3. *Empleo de cementos expansivos (Calmite).*

3.5. Bola dinámica

Este es un método clásico en trabajos de demolición y obras de superficie que se basa en fragmentar la roca por impactos, al lanzar sobre ella una bola o bloque de metal con un peso entre 2 y 6 toneladas. Los principales inconvenientes son el coste de la grúa y la precisión que se necesita para que la bola se encuentre en la vertical del bloque de roca.

3.6. Fragmentación eléctrica con voladuras plasma

Científicos del Centro Tecnológico de Noranda en Quebec (Canadá), han desarrollado un nuevo sistema de fracturación de rocas basado en la voladura plasma.

La técnica es simple. Después de perforar un barreno en la roca y rellenarlo con un electrólito (sulfato de cobre al 5%), se introduce automáticamente una sonda eléctrica reutilizable. La voladura ocurre cuando se produce la descarga eléctrica desde una batería de condensadores. A través de la sonda, que actúa como un electrodo coaxial, el electrólito recibe una gran cantidad de energía - superior a 3,5 Gigawatios- que hace que éste sea sometido a una alta presión y temperatura, mientras el volumen permanece prácticamente constante, debido al confinamiento inercial.

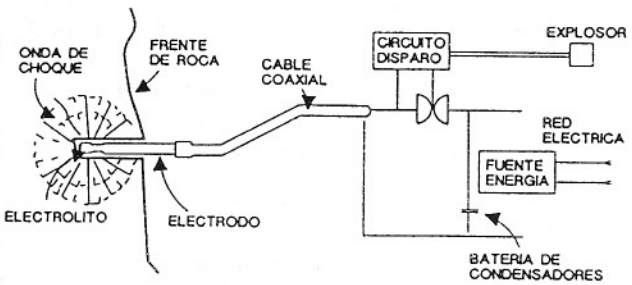


Figura 29.9. *Esquema del funcionamiento de una voladura plasma.*

En estas condiciones los componentes del electrólito se disocian formando un plasma de alta densidad. Este plasma pasa a ser parte del circuito eléctrico absorbiendo energía hasta que la presión es suficientemente grande para desintegrar la roca.

Las medidas de presión indican que se superan los 2 GPa, suficientes para fragmentar las rocas. A pesar de que la potencia eléctrica máxima es superior a la requerida por una gran ciudad, la fracción de tiempo es muy pequeña, por lo que los consumos de energía eléctrica por tonelada de roca dura son del orden de 0,028 kW/h.

La composición del electrólito no es un aspecto crítico, pudiendo utilizarse en algunos casos incluso agua de mina.

Esta nueva tecnología de voladuras, que se está poniendo a punto, ofrece numerosas ventajas, entre las que destacan:

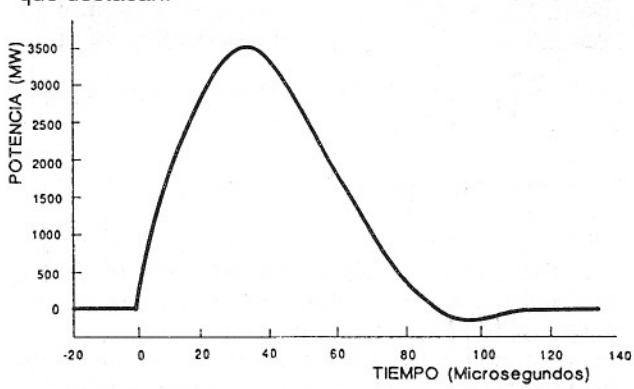


Figura 29.10. *Descarga de potencia en función del tiempo.*

- Menores consumos de energía. La excavación mecánica de rocas requiere entre 30 y 80 MJ/t, con explosivos convencionales se pasa a 4 MJ/t, mientras que con voladura plasma se consume sólo entre 0,1 y 0,2 MJ/t y una cantidad equivalente en perforar los barrenos.
- Altas productividades. Una máquina minera que fuera continua, trabaja a un ritmo de 300 kJ voladura por minuto con una capacidad de producción de unas 200 t por relevo de siete horas. Con niveles de energía superiores o voladuras múltiples se pueden incrementar esos valores.
- Vida de las máquinas. Ninguna parte del equipo está en contacto con la roca, solamente las bocas de perforación y los electrodos están en contacto con ella. Las primeras están bien experimentadas, mientras que los electrodos necesitan aún estudiarse más. Muchos componentes eléctricos están diseñados para más de 200.000 ciclos.
- Menores costes. En el momento actual los costes de excavación subterránea con un equipo continuo se estiman en unas 800 PTA/t, reduciéndose notablemente los costes de sostenimiento de la roca.
- Menor impacto ambiental. Tanto el nivel de ruido como de vibraciones es significativamente más bajo que con explosivos químicos, debido a la naturaleza de la fuente de energía y a la descarga más rápida de ésta. Otra ventaja notable en trabajos subterráneos es la de no producir las grandes cantidades de gases de los explosivos convencionales, que exigen unas buenas condiciones de ventilación.

La tecnología de voladura plasma abre pues un nuevo horizonte, que en los próximos años puede hacer variar los sistemas de excavación actuales y permitir la realización de trabajos y explotación de yacimientos hasta ahora impensables.

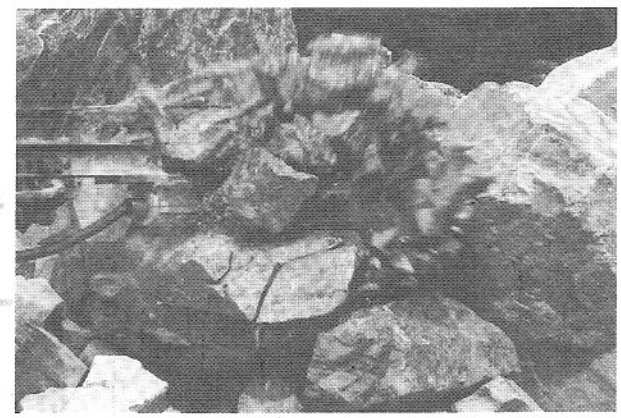


Foto 29.4. *Fragmentación de un bolo de roca con una voladura plasma.*

3.7. Otros métodos de taqueo

El sistema CARDOX consiste en introducir en un barreno un tubo metálico con una cápsula de un producto químico que al iniciarse proyecta el dióxido de carbono alojado en una cámara adyacente a una gran

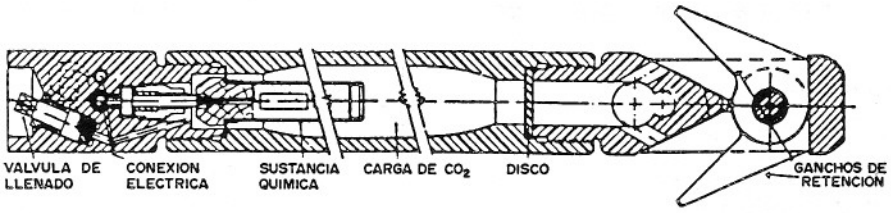


Figura 29.11 *Tubo CARDOX.*

presión y velocidad, actuando sobre las paredes de dicho barreno y agrietando la roca.

Recientemente, han salido al mercado diversas sustancias, algunas de las cuales son mezclas de pólvora con un metal en polvo, contenidas en cartuchos rígidos de plástico con una cavidad para alojar las cápsulas iniciadoras. Estas cápsulas son semejantes a los detonadores convencionales, pues llevan un sistema inflamador eléctrico y un producto iniciador, que en algunos casos es gas, que se energetizan con un explosor convencional.

Una vez introducidas las cargas en el interior de los barrenos es preciso retacarlas con un mortero de cemento, al cual se le suele añadir un agente acelerante, o bien un taco de arcilla bien compactada. En el primer caso, es preciso esperar a que el mortero se endurezca, por lo que se recomienda esperar de 30 a 60 min por lo general.

La conexión del circuito se hace como con los detonadores eléctricos, siendo aconsejable la conexión en serie.

Las áreas a fragmentar deben protegerse para prevenir el lanzamiento incontrolado de fragmentos de roca por la acción de los gases.

Los consumos específicos para el taqueo de bolos oscilan entre los 30 a 60 g/m^3 para rocas blandas y entre los 90 y 120 g/m^3 para rocas duras.

4. VOLADURAS ESPECIALES

4.1. Voladuras de zanjas en tierra

Las voladuras de zanjas en tierra son frecuentemente utilizadas cuando los medios mecánicos de excavación no son aplicables, por ejemplo en zonas pantanosas y arboladas.

El método consiste en usar cartuchos de explosivo para crear cargas de 0,2 a 0,3 kg cada una, que se colocan en barrenos dispuestos a distancias de 0,6 a 0,8 m y perforados hasta, aproximadamente, la mitad de la profundidad deseada de la zanja.

Los explosivos empleados serán resistentes al agua cuando se trabaje en terrenos pantanosos.

La iniciación se suele hacer con una línea maestra de cordón detonante, disparándose instantáneamente todas las cargas.

Los esquemas indicados deberán ajustarse, tras las primeras voladuras, a las condiciones del terreno y en función de los resultados obtenidos.

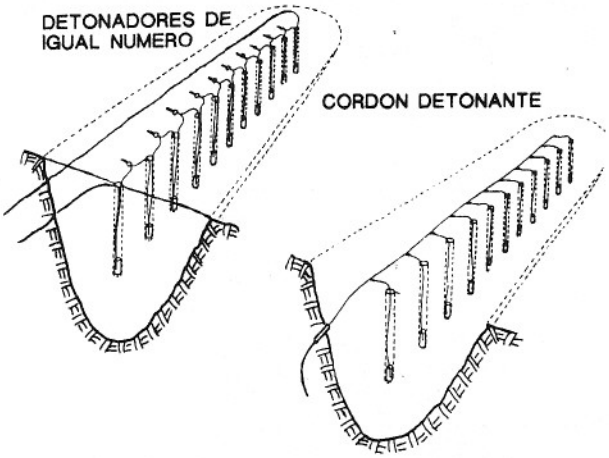


Figura 29.12. Voladuras para crear zanjas en suelos.

4.2. Voladuras de tocones

Existen dos métodos para volar los troncos y raíces que quedan cuando se procede al talado de los árboles: con cargas en el terreno bajo el tocón y con carga dentro de los barrenos perforados en el tocón.

Los factores a considerar en la elección del tipo de voladura son los siguientes:

— Diámetro del tronco
— Edad y especie del árbol
— Naturaleza del suelo
— Distancia permitida para las proyecciones

Con cargas bajo el tocón, éstas se colocan aproximadamente a medio metro por debajo del tronco y se calculan con 0,2 a 0,3 kg por cada 10 cm de diámetro del tronco. Esta regla es válida en terrenos blandos y troncos frescos. Los robles y las hayas requieren cargas de casi el doble. En suelos duros las cargas que se recomiendan son del orden de la mitad.

Cuando las dimensiones de los troncos aconsejan grandes cargas éstas deben colocarse en pequeñas cámaras creadas previamente con un trozo de cartucho, del orden de un tercio.

Este método tiene los inconvenientes de crear grandes huecos bajo los troncos y producir proyecciones incontroladas de restos de madera y tierra.

El segundo método utilizado consiste en perforar barrenos en el tronco y las grandes raíces, e introducir en ellos cartuchos de explosivo para proceder a su tro-

ceo. Deben tomarse precauciones frente a posibles proyecciones y la onda aérea.

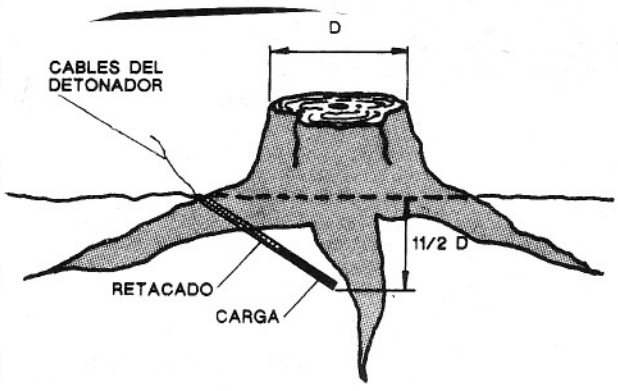
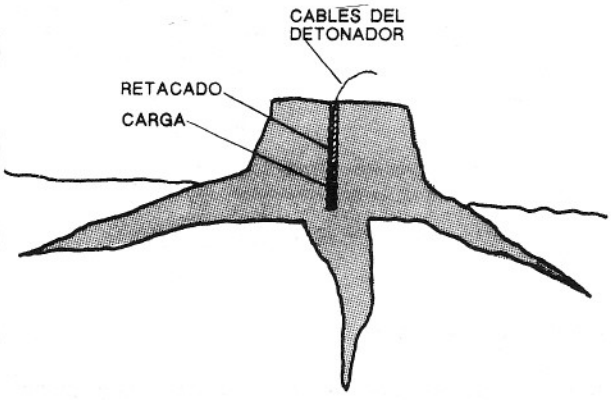


Figura 29.13. *Voladura de un tocón con carga enterrada.*



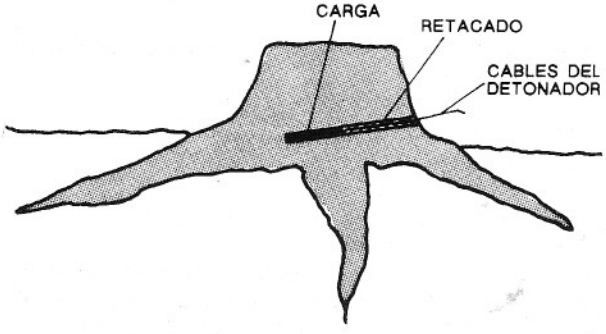


Figura 29.14. *Voladura de un tronco y sus raíces con barrenos perforados en ellos y pequeñas cargas de explosivo.*

4.3. Voladura de capas de hielo

El procedimiento más seguro para romper capas de hielo con explosivo consiste en colocar las cargas bajo el agua a una profundidad de 1,25 m. Si la profundidad del agua no supera los 2,5 m, las cargas se colocarán a la profundidad media.

En la Tabla 29.4 se indican los espaciamientos entre barrenos y cargas de explosivos gelatinosos o emulsiones recomendadas.

TABLA 29.4

ESPESOR DEL HIELO	ANCHURA DEL HUECO ABIERTO (m)	CARGA (kg)	ESPACIAMIENTO (m)
Menor de 0,4	5	1	4
"	6	2	5
"	8	3	8
0,4 - 0,6	8	4	8
0,6 - 1,0	8 - 10	5	8

Si la profundidad del agua es inferior a 2,5 m, el diámetro del hueco abierto será menor y los espaciamientos entre barrenos se ajustarán siguiendo los siguientes valores, Tabla 29.5

TABLA 29.5

PROFUNDIAD (m)	ESPACIAMIENTO		
	3 kg	4 kg	5 kg
2,0	5	7	8
1,5	4	6	8
1,0	4	5	6
0,5	3	4	5

Los taladros en el hielo se hacen con un pico o con una perforadora especial. Las cargas se introducen hasta la profundidad deseada, utilizándose cuando exista alguna corriente un trozo de roca suspendido de la carga para mantener ésta en la posición deseada.

Las cargas se dispararán instantáneamente mediante un cordón detonante al que se unirán las cargas.

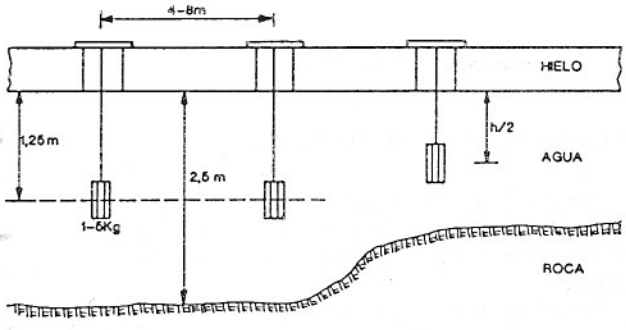


Figura 29.15. *Disposición de las cargas bajo el agua para volar una capa de hielo.*

BIBLIOGRAFIA

— ANONIMO: «Water Cannon Splits Boulders». Mining Magazine June. 1980.
— ATLAS COPCO: «The Darda Method Guide - Splitting Rock and Concrete with Hydraulics». 1977.
— CARDOX: «The alternative to Explosives».
— DUBE, M. A., et LESSARD, J. O.: «Les Charges Directionnelles et Leurs Applications Possibles». SEEQ, 1985.
— JAJATI: «Información Técnica - S.L.R.», 1986.
— KOMATSU: «Power Splitter».
— LINDROTH, D. P., and ANDERSSON, S. J.: «Safe Effective Hangrup Clearance for Underground Mines». U.S. Bureau of Mines R.I., 8651, 1982.
— NIPPON OIL & FATS CO.: «Breaking Agent - CALMITE».
— NORANDA MINERALS INC.: «Plasma Blasting». Canadá. 1992.
— OLOFSSON, S.O.: «Applied Explosives Technology for Construction and Mining». Applex. 1990.
— RIOS, J. y BAUTISTA, J.: «Aplicaciones Prácticas de los Cementos Expansivos en Taqueos. Excavaciones o Demoliciones», Rocas y Minerales, Nov. 1983.
— SICA: «The Power Cone», 1986.
— TAMROCK: «Handbook of Underground Drilling», 1983.
— UNION ESPAÑOLA DE EXPLOSIVOS: «CCR - Explosivos Especiales para Demoliciones y Taqueo», 1987.
«ASTAC - Agente Demoledor. No Explosivo», 1987.

Capítulo 30

PLANIFICACION DE LOS TRABAJOS DE PERFORACION Y VOLADURA

1. INTRODUCCION

Cuando se acomete un proyecto de excavación de rocas, una de las etapas más importantes es la constituida por la planificación de los trabajos de perforación y voladura, no sólo porque es preciso coordinar dos operaciones básicas del ciclo de explotación, sino fundamentalmente porque es necesario conjugar una serie de conocimientos y aspectos de la obra en su totalidad: entorno geológico y topográfico, unidades de carga y transporte, utilización posterior de los materiales, etc.

Este hecho, unido a la influencia posterior que tienen los equipos de perforación elegidos sobre el resto de las operaciones: carga, transporte y trituración, así como sobre los ritmos previstos, plazos de ejecución y costes de operación, hacen que la planificación de las labores de arranque requiera un tratamiento especial por parte de los técnicos responsables.

2. FACTORES QUE INFLUYEN EN LA PLANIFICACION DE LA PERFORACION Y VOLADURA

Los factores que se precisan conocer para proceder a una correcta planificación de los trabajos pueden clasificarse en: generales, cuando afectan a la globalidad del proyecto o intervienen en los planes a largo plazo, y operativos, cuando inciden sobre aspectos muy concretos o planes a corto y medio plazo.

Los *factores generales* más importantes en proyectos a cielo abierto son:

— Volumen a excavar. Ritmo y plazo de ejecución.
— Equipos de carga a utilizar.
— Altura de banco.
— Geometría de la excavación.
— Situación geográfica.
— Propiedades geomecánicas y estructurales de las rocas.
— Granulometría exigida.
— Limitaciones ambientales.
— Coste global de perforación y voladura.

Entre los *factores operativos* se encuentran:

— Número de bancos en explotación.
— Longitud de frentes de operación.
— Accesos a diferentes niveles.
— Secuencia de avance.
— Número de voladuras, etc.

Es necesario contemplar las pérdidas de tiempo o retrasos característicos de cualquier operación, tales como trabajos nocturnos, traslados del equipo de perforación, cambios de tajo, interrupciones por voladuras, malas condiciones climatológicas, tráfico, etc., o por factores tales como la experiencia del operador, conjunto equilibrado con otros equipos de producción, etc.

Cada equipo debe considerarse como parte de un sistema, y como tal queda sometido a pérdidas de tiempo debidas a deficiencias en la dirección, supervisión, condiciones del trabajo, clima, etc. Estos retrasos y pérdidas de tiempo son los que caracterizan el factor conocido como eficiencia de la operación.

Por otro lado, es preciso tener en cuenta la disponibilidad mecánica, o simplemente disponibilidad, definida como la disposición de los equipos para actuar durante el tiempo de trabajo programado, es decir, hay que considerar las pérdidas de horas de trabajo debidas a averías intempestivas y a reparaciones programadas o rutinas de mantenimiento.

Cuando no se disponga de experiencia suficiente para estimar individualmente los factores anteriores, se podrá tomar el producto de ambos, que se denomina «eficiencia operativa global», reflejados en la Tabla 30.1.

Tabla 30.1. EFICIENCIA OPERATIVA GLOBAL

CONDICIONES DE TRABAJO	CALIDAD DE LA ORGANIZACION			
	Excelente	Buena	Regular	Deficiente
Excelentes	0,83	0,80	0,77	0,77
Buenas	0,76	0,73	0,70	0,64
Regulares	0,72	0,69	0,66	0,60
Malas	0,63	0,61	0,59	0,54

Si se trata de un clima extremado, en ambiente polvoriento, con materiales compactos y abrasivos, la calidad de la operación será deficiente y las prestaciones se verán afectadas de forma adversa debido a las malas condiciones de trabajo.

Si la dirección y la supervisión son excelentes, con buenos talleres, y programas de mantenimiento preventivo adecuados, pérdidas de tiempo mínimas en la carga, alta disponibilidad, etc., el tiempo efectivo de producción será alto. Por el contrario, una dirección y supervisión deficientes reducirán el tiempo real de producción y la capacidad de los equipos deberá ser incrementada para conseguir las producciones requeridas.

Ejemplo

Una perforadora hidráulica con martillo en cabeza trabaja en un banco de caliza de 20 m, realizando barrenos de 102 mm (4"). La velocidad de penetración es de 110 cm/min, que se traduce en una velocidad de perforación de 35 m/h. El rendimiento de arranque para el esquema de voladura fijado es de 13 m^3/ml.

Suponiendo que el factor de eficiencia operativa es del 80% y la disponibilidad mecánica del equipo del 90% se desea calcular la capacidad de perforación para uno y dos relevos de 8 horas cada uno.

$$\text{Capacidad por relevo } (m^3) = \text{Capacidad horaria de perforación } (m/h) \times \text{Número de horas por relevo } (m^3/h) \times \text{Rendimiento de arranque } (m^3/ml) \times \text{Factor de eficiencia operativa} \times \text{Disponibilidad mecánica}$$

Capacidad por relevo (m^3) =
35 m/h x 8 h x 13 m^3/ml x 0,80 x 0,90 = 2.621 m^3.

Capacidad de dos relevos (m^3) =
2 x 2.621 m^3 = 5.242 m^3.

2.1. Volumen a excavar Ritmos de producción

El volumen de roca a mover, el plazo de ejecución y la organización general del trabajo determinan los ritmos de excavación previstos referidos a la unidad de tiempo: año, mes, semana, día y hora.

2.2. Equipo de carga Altura de banco

Los equipos de carga se seleccionan en función del ritmo de ejecución y de la flota de transporte disponible. La altura de banco se puede determinar a partir de la capacidad del cazo del equipo de carga «C_c»:

— Palas de ruedas..... H (m) = 5 a 10 m
— Excavadoras hidráulicas ..... H (m) = $4+0{,}45\times C_c$ (m^3)
— Excavadoras de cables..... H (m) = $10+0{,}57\times(C_c-6)$

No es recomendable, por cuestiones de seguridad y eficiencia, superar los 20 m de altura de banco.

2.3. Geometría de la excavación Situación geográfica

Se deben tener en cuenta:

— Dimensiones de la obra en planta y profundidad.
— Topografía del terreno natural.
— Accesos al área de excavación.
— Infraestructura de la zona de trabajo; energía eléctrica, instalaciones de mantenimiento, servicios, etc., y
— Labores previas de preparación del terreno.

2.4. Propiedades geomecánicas y estructurales de las rocas

Deben conocerse los siguientes puntos:

— Estructuras geológicas del entorno.
— Tipos de rocas y densidades.
— Composición mineralógica, especialmente contenido en cuarzo.
— Propiedades geomecánicas, resistencias a la compresión simple, velocidades de propagación, etc.
— Datos estructurales, fracturas, diaclasas, juntas, tipos de relieno, existencia de coqueras, orientación predominante de las discontinuidades, etc.
— Presencia de agua.
— Recubrimientos de tierra vegetal o materiales alterados.

2.5. Granulometría exigida

La granulometría exigida es función del tratamiento y utilización posterior del material, y en algunos casos indirectamente de la capacidad de los equipos de carga.

Si el tamaño de los bloques «T_b» se expresa por su mayor dimensión, se pueden presentar los siguientes tipos de proyectos:

— Material que pasa por machacadora. Es el caso del mineral en las minas a cielo abierto o de los áridos en canteras. Debe cumplirse:

$$T_b < 0{,}8 \times AD$$

siendo:

AD = Tamaño de admisión de la machacadora

— Material estéril que va a vertedero. Dependerá de la capacidad de la cuchara de la máquina de carga:

$$T_b < 0.7 \times \sqrt[3]{C_c}$$

siendo:

C_c = Capacidad de la cuchara (m^3).

El tamaño óptimo del bloque es normalmente aquel cuya relación con la dimensión del cazo se encuentra entre 1/6 y 1/8.

— Material para pedraplenes. Generalmente, el tamaño máximo no es superior al 70% del espesor de la tongada.
— Material para puertos y presas. Los pliegos de condiciones contemplan, generalmente, diferentes zonas que corresponden a núcleos y mantos de escollera, mantos de protección y espaldones etc., cada una con una granulometría media distinta que va desde las 0,5 t hasta más de 12 t por bloque.

2.6. Limitaciones ambientales

Las perturbaciones que producen las voladuras y que deben mantenerse por debajo de umbrales de seguridad son:

— **Vibraciones.** Debe disponerse de una tabla de cargas distancias construida a partir de un nivel máximo permisible.
— **Onda aérea.** El explosivo debe confinarse lo mejor posible y elegirse una secuencia de encendido adecuada.
— **Proyecciones.** Se definirá una distancia de seguridad a instalaciones y maquinaria, y si el diseño de las voladuras lo aconsejan se emplearán protecciones.
— **Polvo.** Esta alteración es inevitable casi en su totalidad, y sólo puede lucharse contra ella mediante el riego superficial con agua, pero con escasos resultados prácticos.

El tipo de voladura puede ser condicionada conjuntamente y de manera significativa por las limitaciones ambientales y por otros factores de índole operativo, como son: los daños a la roca remanente, la fragmentación, la geometría de las pistas, la presencia de finos en exceso, la separación del estéril y mineral, etc.

En minería a cielo abierto pueden considerarse las siguientes técnicas de voladura:

a) Minería masiva, utilizando voladuras en banco, e.g. movimiento de estéril a gran escala en minas de carbón y metálicas.
b) Minería selectiva empleando voladuras en banco, e.g. separación de estéril y mineral en los tajos, frecuentes en operaciones mineras de hierro y oro.
c) Técnicas de voladuras controladas en los límites de corta, e.g. precorte.
d) Voladuras masivas de explanación, e.g. usadas para fragmentar las costras o recubrimientos de algunos yacimientos de bauxita.
e) Minería selectiva utilizando voladuras de explanación, e.g. bloques de mineral de oro y bloques de estéril que son excavados separadamente.
f) Voladuras secundarias empleando barrenos, e.g. taqueo.
g) Voladuras secundarias sin usar barrenos, e.g. parches o cargas adosadas.
h) Ensanche de barrenos para incrementar su capacidad para alojar una mayor carga de explosivo en las recámaras y romper así una mayor cantidad de roca con un solo barreno.
i) Canteras de roca ornamental, e.g. voladuras con pólvora para obtener bloques sin daños.
j) Voladuras coyote empleadas en pequeños túneles y cámaras para colocar grandes cantidades de explosivos que se disparan instantáneamente, e.g. voladuras de hasta 1 millón de toneladas de roca se han realizado de una sola vez.
k) Voladuras en rampa utilizadas en la apertura de nuevos bancos, e.g. para crear nuevos frentes verticales para los bancos subsiguientes.
l) Voladuras con trayectoria controlada o voladuras de máximo desplazamiento usadas para fragmen-

TABLA 30.2

Técnica de Voladura	Voladura de Contorno	Voladura de Explanación	Voladura Selectiva Explanación	Taqueo con Barrenos	Taqueo con Parches	Voladura Masiva en Bancos	Voladura Selectiva en Bancos	Voladura Coyote	Recámaras	Voladura en Roca Ornamental	Voladura en Rampa	Voladura con Trayectoria Controlada
•Daños a la roca	S	O	S	O	O	S	A	A	A	S	O	A
•Fragmentación	A	S	S	S	S	A	S	S	S	A	A	A
•Desplazamiento	O	S	S	O	O	S	S	A	A	A	A	S
•Separación est/mineral	O	O	S	O	O	O	S	O	O	O	A	A
•Finos	O	O	O	O	O	O	A	O	O	O	O	O
•Proyecciones	A	A	A	S	A	A	A	A	A	O	A	A
•Onda aérea	O	A	A	A	S	A	A	A	A	A	A	A
•Vibraciones	S	A	A	O	O	A	A	S	S	A	A	A

S - Siempre influye en el diseño de la voladura.
A - Algunas veces influye en el diseño de la voladura.
O - Ocasionalmente influye en el diseño de la voladura.

tar y mover grandes cantidades de recubrimiento directamente con el fin de que el transporte con medios mecánicos —e.g. dragalina— sea mínimo.

En la Tabla 30.2 se indican las limitaciones asociadas que influyen en el diseño de las diferentes técnicas de voladuras a cielo abierto.

2.7. Coste global de perforación y voladura

La perforación y voladura son operaciones imprescindibles en la fragmentación de la roca cuando no se pueden utilizar equipos mecánicos de arranque. Dichas operaciones se integran en sistemas junto con el resto de las que constituyen el ciclo de explotación.

La suma de los costes unitarios de todas las operaciones del ciclo conducen a diferentes escenarios, Fig. 30.1. En condiciones normales, la excavación se dice que está equilibrada, Zona B, si se alcanzan los costes totales más bajos de producción. Cuando esto no es posible se estará trabajando en la zona A, con cantidades excesivas de explosivo, o en la zona C, con cantidades insuficientes de explosivo, que harán elevarse los costes totales, apareciendo en el último caso la incidencia de la fragmentación secundaria.

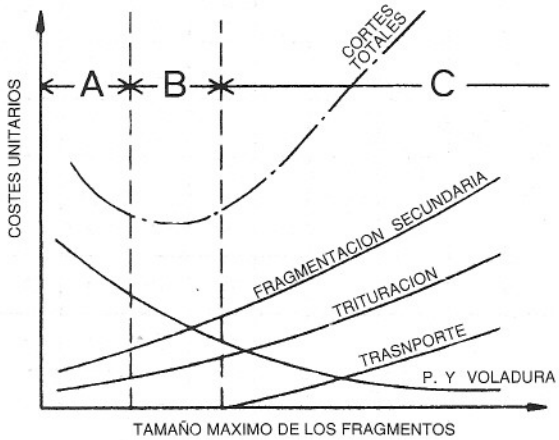


Figura 30.1. *Variación de los costes unitarios con el tamaño máximo de los fragmentos para situaciones de excavación A - Sobreequilibradas,B - Equilibradas y C -Subequilibradas (DINIS DA GAMA, 1990).*

Por otro lado, si se considera la magnitud de los impactos ambientales asociados a cada una de las situaciones anteriores puede verse en la Fig. 30.2. que en la zona A se alcanzan niveles considerables, debido a las importantes cantidades de explosivo que se utilizan, en proporción al volumen de roca arrancado, que dan lugar a intensidades de vibración y ruido altas. En la zona C, como consecuencia de las operaciones de taqueo la magnitud del impacto aumenta considerablemente debido al ruido, onda aérea y posibles proyecciones.

Se demuestra pues la conveniencia de trabajar dentro de la denominada zona B, no sólo por motivos económicos, sino incluso por razones de índole ambiental, al ser menores las alteraciones producidas como consecuencia de un mejor aprovechamiento de la energía desarrollada por el explosivo.

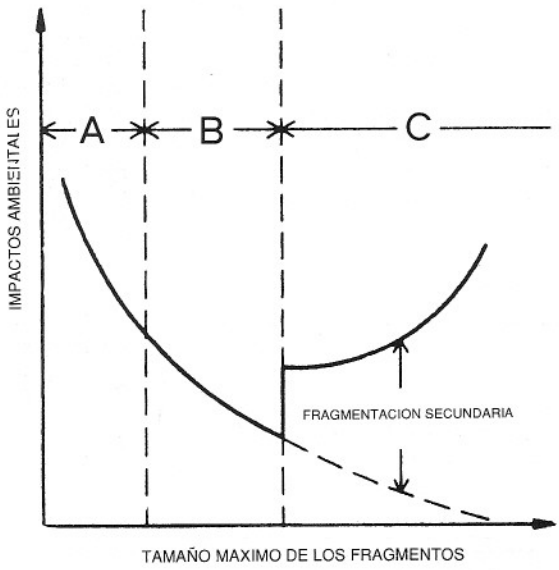


Figura 30.2. *Correlación entre impactos ambientales y tipos de voladuras A - Sobreequilibrada B - Equilibrada y C -Subequilibrada.*

3. PLANIFICACION DE LAS ETAPAS DE EXCAVACION

El análisis de los factores expuestos anteriormente, permiten, según el esquema reflejado en la Fig. 30.3, definir los principales criterios de diseño y ejecución de la perforación y voladuras.

- Diámetro de perforación.
- Características de la perforadora.
- Explosivos y accesorios.
- Esquema de perforación.
- Secuencia de encendido y tiempos de retardo.
- Tamaño de las voladuras.
- Dirección de avance, etc.

En la Tabla 30.3 se resumen las interrelaciones que existen entre los diferentes criterios de diseño y los factores generales que intervienen en la planificación.

Algunos comentarios de interés son los siguientes:

- El diámetro de perforación constituye la decisión más importante, ya que depende de un gran número de consideraciones y su influencia posterior es extraordinariamente grande en la globalidad de la operación de arranque.
- Una vez elegido el diámetro, se determina el tipo de perforadora, el varillaje, la deslizadera y el brazo

TABLA 30.3.

FACTORES GENERALES	EQUIPO DE PERFORACION								EXPLOSIVOS Y ACCESORIOS		DISEÑO DE VOLADURA		
	A. DIAMETRO DE LOS BARRENOS	B1. METODO DE PERFORACION	B2. SISTEMA DE PROPULSION	B3. BRAZO Y DESLIZADERA	B4. VARILLAJE	B5. ACCIONAMIENTO	B6. COMPRESOR	B7. BOCAS DE PERFORACION	C1. TIPOS DE EXPLOSIVOS	C2. TIPOS DE ACCESORIOS	D1. ESQUEMA GEOMETRICO DE VOLADURA	D2. SECUENCIA ENCENDIDO Y TIEMPOS DE RETARDO	D3. TAMAÑO DE LAS VOLADURAS
	A	A*		B1	A, B1, B3		A, B1, B4	A, B1, B4	A	A, C1	A, C1	C2	
Volumen de excavación Ritmos de producción	○								○	○			○
Altura de banco	○			○	○		○			○	○		○
Geometría de la excavación	○		○	○							○	○	○
Situación geográfica	○		○			○							
Propiedades geomecánicas y estructurales de las rocas	○	○			○		○	○	○		○	○	
Granulometría exigida	○								○	○	○	○	○
Limitaciones ambientales	○					○				○	○	○	○
Coste global de perforación y voladura	○	○				○			○		○		○

* Criterios implicados.

adecuados para la operación, terminando con la elección del chasis o sistema de montaje. En la Fig. 30.4 se establece la interrelación de las variables que intervienen en la selección de equipos de perforación en trabajos de túneles y galerías, y voladuras de producción de interior.

— Los sistemas de accionamiento pueden ser diesel y eléctricos, interviniendo en su elección factores técnicos, económicos y ambientales.

— Los explosivos a utilizar y la forma en la que éstos se adquieren, encartuchados o a granel, dependen de todos los factores enunciados en el capítulo de selección de explosivos.

— Los accesorios de voladura, de forma semejante, están ligados a los tipos de explosivos usados, las secuencias de encendido y tiempos de retardo proyectados, pudiendo afirmarse que cuanto mayores sean las restricciones ambientales más sofisticados y costosos serán los accesorios de voladura a emplear.

— El esquema de la voladura, piedra y espaciamiento, es función del diámetro del barreno, tipo de explosivo, características de la roca, altura de banco y fragmentación deseada. El área de excavación debe dividirse para calcular con las variables anteriores los esquemas más adecuados en cada zona, que proporcionan los mejores resultados y el coste mínimo.

— La cantidad de explosivo por barreno puede estar condicionada por los niveles de vibración admisibles.

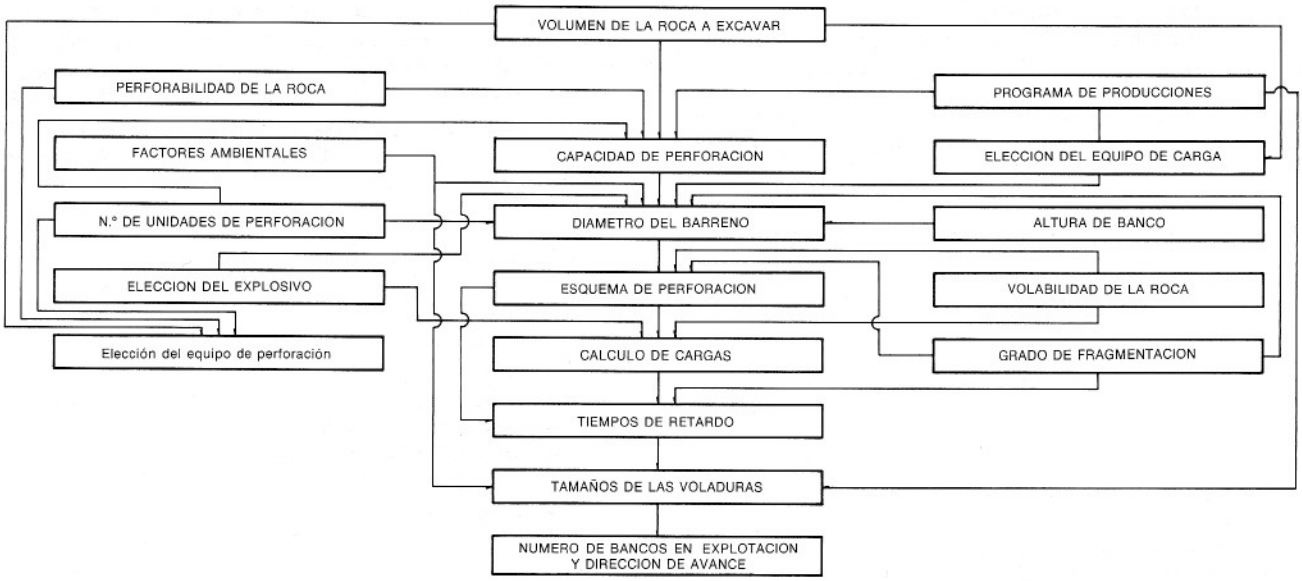


Figura 30.3. *Esquema básico de planificación de los trabajos de perforación y voladura.*

— Los tiempos de retardo se elegirán con el fin de eliminar los riesgos de proyección y obtener una fragmentación adecuada, al mismo tiempo que se reduce la carga total operante en la voladura.

— La secuencia de encendido se establecerá en función de los ángulos libres de rotura, dirección de proyección y resultados de fragmentación.

— El tamaño de las voladuras debe tenderse a que sea el mayor posible, a fin de aprovechar las ventajas que reporta:

- Se reducen los problemas de fragmentación que se producen en las zonas periféricas.
- La granulometría de las pilas de escombro es más uniforme.
- Los tiempos de parada de los equipos de carga y transporte son menores.
- Facilita la planificación y control de la operación.
- Disminuyen las quejas de los habitantes del

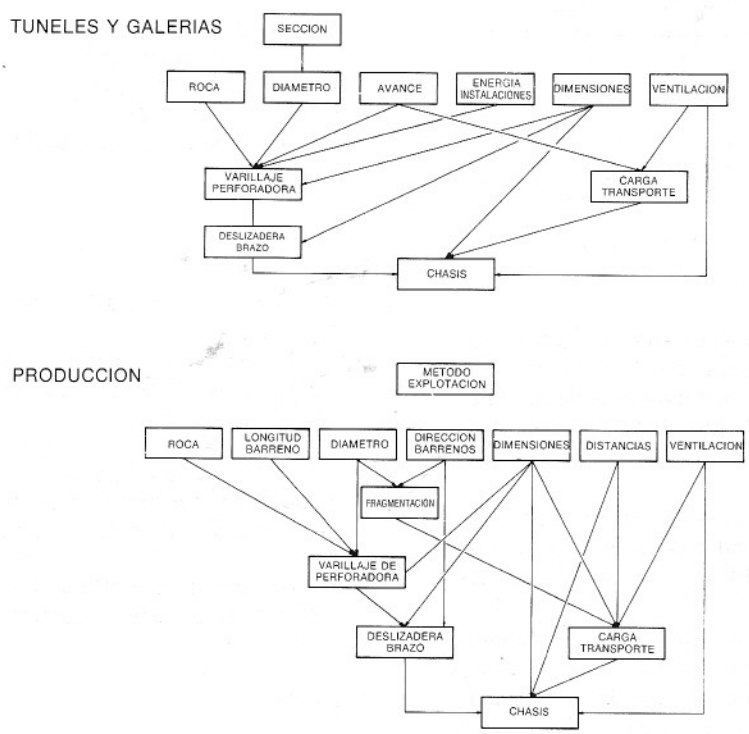


Figura 30.4. *Variables que condicionan la selección de equipos de perforación en trabajos subterráneos (Menéndez, F., 1986).*

entorno, siempre que las perturbaciones generadas se mantengan en niveles aceptables.

- Disminuyen los costes de arranque.

— En cuanto al número de bancos o tajos en operación se recomienda que al menos sean tres; uno en perforación, otro en carga del material volado previamente y un tercero en preparación. Si esas tres zonas se encuentran sobre un mismo banco y en las proximidades de un talud final, la secuencia de avance puede ser la indicada en la Fig. 30.5.

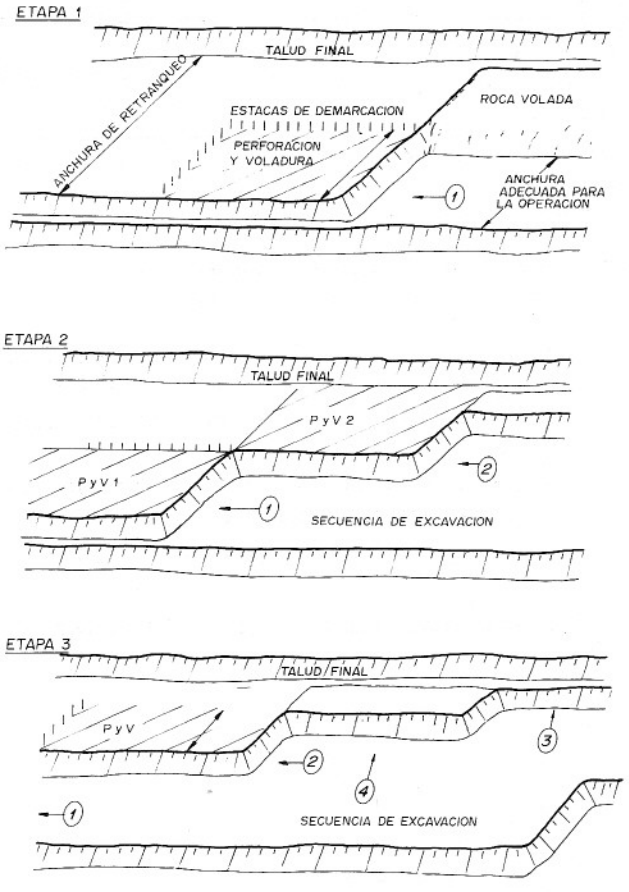


Figura 30.5. *Secuencia de avance en las proximidades de un talud final.*

— En lugares próximos a áreas habitadas la dirección de avance de las voladuras es una variable a tener en cuenta, ya que con una correcta secuencia y orientación es posible reducir bastante los problemas originados por las perturbaciones ambientales.

— Los sistemas de protección y medidas de seguridad se fijan a partir de las condiciones del entorno en el que se realizan las voladuras y los riesgos que éstas conllevan.

— En lo relativo a la hora de disparo, siempre se intentará realizar éste en momentos de escasa presencia de personal; como por ejemplo en los cambios de relevo, a una misma hora y avisando siempre de la realización de los mismos anticipadamente.

Como resumen de todo lo expuesto se recoge a continuación un listado, que sin ser exhaustivo, refleja la mayor parte de los factores que influyen y que deben tenerse en cuenta en la planificación y desarrollo de los trabajos de arranque con explosivos, así como los parámetros de control cualitativos y cuantitativos de la calidad de los mismos.

Propiedades de las rocas

- Densidad.
- Módulo de Young.
- Módulo de Poisson.
- Módulo de Bulk.
- Resistencia a la tracción.
- Resistencia a la compresión.
- Porosidad.
- Diaclasamiento.
  - Dirección.
  - Buzamiento.
  - Espaciamiento.
  - Continuidad.
  - Angulo de fricción.
- Roca dura de cobertera.
- Meteorización y bloques de roca dura en matriz blanda.
- Agua.
  - Roca dentro de un acuífero.
  - Roca bajo nivel piezométrico - solamente húmeda en trincheras.

Propiedades del explosivo

- Densidad.
- Velocidad de detonación.
- Ecuación de isentropía.
- Resistencia al agua.
- Compatibilidad de los sistemas de iniciación con el explosivo.

Perforación

- Diámetro de los barrenos - nominal vs real.
- Inclinación.
- Replanteo de las voladuras - Todos los barrenos son señalizados y algunos suprimidos para evitar sobreexcavaciones.
- Profundidad medida antes de la carga.
- Velocidad de penetración.
- Sobreperforación en la primera fila.
- Barrenos visiblemente perforados en carbón o mineral.
- Incremento de la profundidad de los barrenos para alcanzar al techo de las capas cuando buzan.

Voladura

- Esquema-cuadrado, rectangular, al tresbolillo, equilátero.

- Piedra y espaciamiento nominal.
- Longitud de la columna de explosivo.
- Sobreperforación.
- Altura de banco medida.
- Profundidad de los barrenos medida.
- Longitud del retacado - material granular o detritus de perforación - cargas espaciadas.
- Número de filas.
- Secuencia de iniciación - V, V1, V2, o barreno por barreno.
- Cebado - localización del multiplicador o cebo - empleo de otro multiplicador en la misma columna.
- Sistema de secuenciado - en superficie, dentro de los barrenos o combinado - retardo entre barrenos en ms/m de piedra o espaciamiento - retardo entre filas.

METODO MINERO

Subterráneo

- Corte y relleno.
- Cámaras y pilares.
- Hundimiento por subniveles.
- Cráteres invertidos.
- Barrenos largos.
- Recuperación de pilares y macizos residuales.
- Liberación de tensiones.
- Descostramiento de pilares o explosiones de roca al aumentar las tensiones durante la explotación.

Cielo abierto

- Dragalinas - banco extendido - desmonte previo y transporte.
- Excavadoras y volquetes - trituración dentro de la explotación y cintas transportadoras.
- Pala cargadora - volquetes o cintas.
- Excavadoras hidráulicas - retro - frontal.
- Operación con una sola capa o multicapa.
- Estabilidad de taludes.
- Trituradora o cualquier otra limitación de tamaño de admisión.

Evaluación cuantitativa de resultados

- Curva granulométrica.
- Velocidad de detonación.
- Perfil de la pila de escombro - esponjamiento de la pila.
- Fotografías de alta velocidad - medida de velocidad del frente - medida de retardos - medida de retacados - registro en zonas próximas y lejanas.
- Vibraciones y onda aérea - medida de retardos y cargas operantes.
- Rendimientos de carga.
- Factores de llenado de cazos y volquetes.
- Costes de reparación y - desgastes de dientes y cazos - vidas de cables de elevación.

Evaluación cualitativa de resultados

- Fallos.
- Bolos.
- Proyección y desplazamiento.
- Repies.
- Sobreexcavación.
- Fragmentación variable.
- Desplazamiento variable.
- Finos excesivos.
- Eyección del retacado.
- Fragmentación controlada estructuralmente.
- Proyecciones.

BIBLIOGRAFIA

— DINIS DA GAMA, C.: «Reduction of Costs and Environmental Impacts in Quarry Rock Blasting». The Third International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting. Brisbane. Australia. 1990.

— GADBERRY, A. R.: «Mine Planning - It's Effects on Drilling and Blasting». SEE, 1981.

— GARCIA, R.: «Planificación de Voladuras». Canteras y Explotaciones. Octubre 1985.

— HARRIES, G.: «The Assesment and Optimization of Blasting». The Aus. I.M.M., Explosives in Mining Workshop. 1988.

— LITTLE, T.N. and VAN ROOYEN, F.: «The Current State of the Art of Grade Control Blasting in the Eastern Goldfields». The Aus. I.M.M., Explosives in Mining Workshop. 1988.

— TAMROCK: «Handbook on Surface Drilling and Blasting», 1983.

— MENENDEZ, F.: «Selección de Equipos. Cálculo de Rendimientos y Costes». I Seminario de Ingeniería de Arranque de Rocas con Explosivos en Proyectos Subterráneos. Fundación Gómez-Pardo, 1986.

Capítulo 31

DEMOLICIONES DE ESTRUCTURAS Y EDIFICIOS

1. INTRODUCCION

La utilización de explosivos en los trabajos de demolición de estructuras civiles: edificios, puentes, chimeneas, etc., constituye un sistema económico y a veces complementario de los convencionales llevados a cabo de forma manual o con medios mecánicos.

La demolición de edificios mediante voladuras controladas es una técnica que se desarrolló en Centro Europa durante la reconstrucción de las ciudades destruidas en la 2ª Guerra Mundial, y que debido a sus ventajas se extendió posteriormente a todo el mundo.

Estos trabajos con explosivos consisten en la colocación de pequeñas cargas en puntos estratégicos de las estructuras para provocar su desequilibrio y fragmentación durante la caída que se realiza en una dirección prefijada.

En este tipo de demoliciones hay que tener en cuenta los siguientes principios generales:

— La rotura de los elementos constructivos mediante la eliminación de uniones y seccionado de partes rígidas para que una vez desequilibrada la estructura su propio peso realice la mayor parte del trabajo de destrucción.
— División y reparto de las cargas para conseguir una rotura completa, manteniendo un control máximo sobre las proyecciones y vibraciones generadas.
— Elección y aplicación adecuada de la secuencia de encendido para lograr la caída de la estructura en la dirección deseada.

Las ventajas de las demoliciones con explosivos sobre los sistemas clásicos se resumen en:

— Menor coste global, especialmente cuando las construcciones tienen alturas elevadas.
— Mayor rapidez de ejecución.
— Gran seguridad cuando se realizan sobre vías de tráfico o en las proximidades.
— Perturbaciones ambientales generadas en un período de tiempo muy limitado.
— Elevado control de los trabajos.
— Posibilidad de emplear procedimientos de carga del escombro convencionales.

Por el contrario, algunos de los inconvenientes que conllevan son:

— Se precisa un proyecto y estudio completo de la voladura.
— Tiempo dedicado a la obtención de permisos y trámites legales.
— Imposibilidad de recuperar algunos elementos constructivos de valor.
— Necesidad de interrumpir el tráfico rodante en las proximidades durante la ejecución de la voladura.
— En ocasiones, no se dispone de planos de las estructuras y se desconocen las características de los materiales de que están compuestas.

Las medidas de seguridad que deben observarse durante la realización de los trabajos son:

— Las cargas de explosivo deben ser cubiertas con protecciones adecuadas: bandas de goma, redes, sacos terreros, etc., para evitar proyecciones.
— Para eliminar la formación de polvo, antes y durante la voladura debe procederse a un riego con agua de la estructura a demoler.
— El área circundante a la voladura debe ser evacuada e inspeccionada antes del disparo.
— Si en las proximidades existen edificios, es aconsejable efectuar un estudio vibrográfico.
— Si se utilizan cargas adosadas, lo que no es práctica habitual, se deben controlar los efectos de la onda aérea y proyecciones.

2. DIAMETROS DE PERFORACION Y TIPOS DE EXPLOSIVOS

Como ya se ha indicado, en las demoliciones con explosivos se utilizan cargas individuales muy pequeñas, generalmente inferiores a 50 g, y los barrenos donde se alojan se encuentran en puntos de difícil acceso. Por ello, las perforadoras más utilizadas son los martillos con un diámetro de taladro de 38 mm.

Estos equipos suelen tener un peso de 25 kg cuando

se perforan barrenos verticales con longitudes de hasta 3,6 m y martillos ligeros de unos 12 kg para barrenos horizontales con una longitud máxima de 1m.

Sólo en el caso de grandes cimentaciones y estructuras al aire libre, donde además no existe el riesgo de proyecciones, es posible emplear carros perforadores con una gama de diámetros entre 50 y 65 mm.

En lo referente a los explosivos, debido a que la mayoría de los elementos a fragmentar están constituidos por hormigón, por mampostería de ladrillo y, muy raras veces, por mampostería de piedra, las sustancias explosivas adecuadas son aquellas que poseen una elevada Energía de Tensión, y por consiguiente las que tienen densidades y velocidades de detonación altas, junto con un grado de sensibilidad y seguridad de utilización grandes. Así pues, son los explosivos gelatinosos en cartuchos de 22 y 26 mm de diámetro los más empleados generalmente.

Otros explosivos que pueden ser altamente usados en este tipo de trabajos son: los pulverulentos y los hidrogeles, y los cordones detonantes de alto gramaje.

En todo lo que se expone a continuación, los consumos específicos están referidos a un explosivo gelatinoso con una densidad de encartuchado de 1,4 g/cm^3 y una velocidad de detonación de unos 5.200 m/s.

3. DEMOLICION DE ELEMENTOS ESTRUCTURALES

En el diseño de las voladuras se hace una primera división entre elementos estructurales aislados y las estructuras o construcciones completas.

Dentro del primer grupo se consideran los siguientes elementos:

— Cimentaciones.
— Muros de mampostería y hormigón.
— Pilares.
— Losas.
— Cubiertas y
— Vigas.

3.1. Cimentaciones

Las cimentaciones se perforan con barrenos verticales con unas longitudes que dependen de las dimensiones de las mismas y según un esquema cuadrado «B = S».

Las cargas de explosivo se preparan uniendo trozos de unos 50 g a un cordón detonante y con un espaciamiento función de la densidad de carga calculada.

Foto 31.1. *Preparación de cargas de explosivo.*

En la Tabla 31.1 se indican los consumos específicos y esquemas recomendados por Gustafsson en función del material que constituye la cimentación.

Para lograr una buena fragmentación que facilite la evacuación del escombro, al mismo tiempo que se controlan las proyecciones, se recomienda utilizar una secuencia de encendido a base de detonadores de microrretardo que facilite una buena salida de la voladura.

3.2. Muros

Se distinguen los siguientes tipos de muros:

— Muros de ladrillo que forman parte de los elementos de carga de la estructura.

TABLA 31.1

MATERIAL	CONSUMO ESPECIFICO CE (kg/m^3)	ESQUEMA DE PERFORACION B = S (m)
Hormigón en masa de mala calidad	0,25 - 0,30	0,70 - 0,80
Hormigón en masa de buena calidad y resistencia	0,30 - 0,40	0,60 - 0,70
Hormigón armado en superficie	0,60 - 0,75	0,50 - 0,60
Hormigón armado con alta densidad de armaduras	0,80 - 1,0	0,50 - 0,55
Hormigón especial armado de tipo militar	1,5 - 2,0	0,40 - 0,50

— Muros de hormigón que pertenecen a la estructura portante.
— Muros de hormigón, empotrados en su base, pero sin estar sometidos a esfuerzos.

A. Muros de ladrillo

Con el fin de ahorrar perforación, ésta se realizará a la altura de los huecos existentes, ventanas o puertas, para conseguir una mejor rotura del material y una perforación más cómoda.

El número de filas no debe ser en ningún caso inferior a 2 y se aumentará si se desea conseguir el vuelco del muro.

Los esquemas recomendados en función del espesor del muro se indican en la Tabla 31.2.

TABLA 31.2

ESPESOR - H_m (cm)	ESQUEMA - B × S (cm)	N.º DE FILAS
35	30 × 30	2
45	35 × 35	2
60	45 × 45	2
70	55 × 55	3
> 100	55 × 55	3

Según la calidad del material, consistencia y riesgo de proyecciones el consumo específico oscila entre 0,5 y 1,0 kg/m³.

Las longitudes de perforación dependen del espesor del muro «H_m». En condiciones normales los barrenos se perforan con «$L = 2/3\ H_m$» dejando un retacado «$T = 1/3\ H_m$» y una zona de carga de igual dimensión. Fig. 31.1.

La disposición de los barrenos puede hacerse en un esquema cuadrado al tresbolillo que permite una mejor distribución del explosivo.

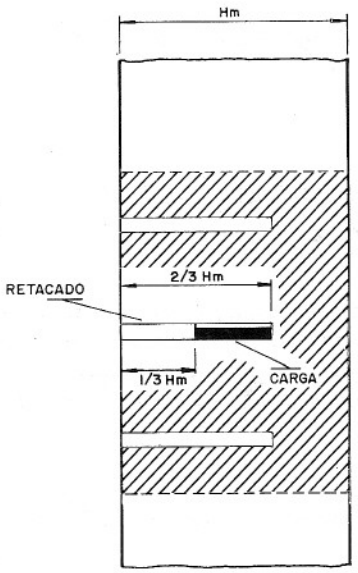


Figura 31.1. *Sección transversal de un muro y geometría de las cargas.*

B. Muros de hormigón

En el caso de muros de hormigón armado que constituyan parte de la estructura portante, los esquemas empleados se resumen en la Tabla 31.3.

Al igual que en el caso anterior, las longitudes de los barrenos serán de 2/3 del espesor del muro, pero los consumos específicos se aumentarán hasta 0,9 – 1,5 kg/m³.

C. Muros de hormigón empotrados en su base

En estos casos donde los muros suelen ser altos, estrechos y empotrados en la base, los barrenos se practican verticales para conseguir trocear el hormigón y permitir su posterior desescombro. No se recomienda que los barrenos tengan una longitud superior a 1,5 m, para evitar las desviaciones que podrían causar problemas de proyecciones al existir zonas con altas concentraciones de carga.

TABLA 31.3

ESPESOR - H_m (cm)	ESQUEMA - B × S (cm)	N.º DE FILAS
35	25 × 25	2
45	30 × 30	2
60	45 × 45	3
70	50 × 50	3

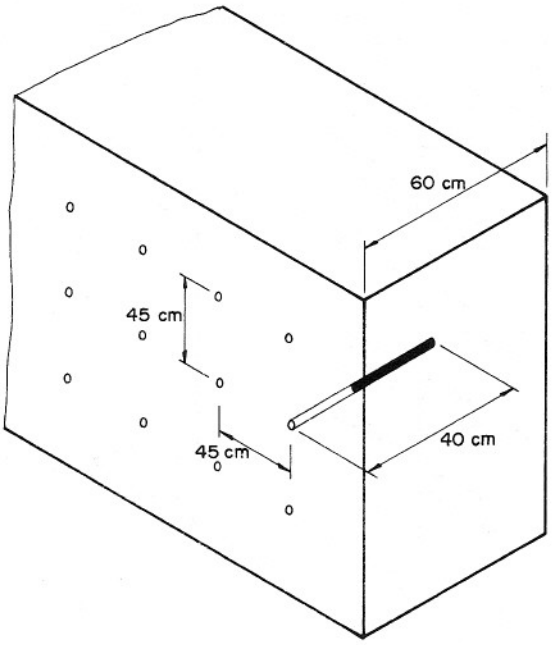


Figura 31.2. *Disposición de barrenos en un muro de hormigón.*

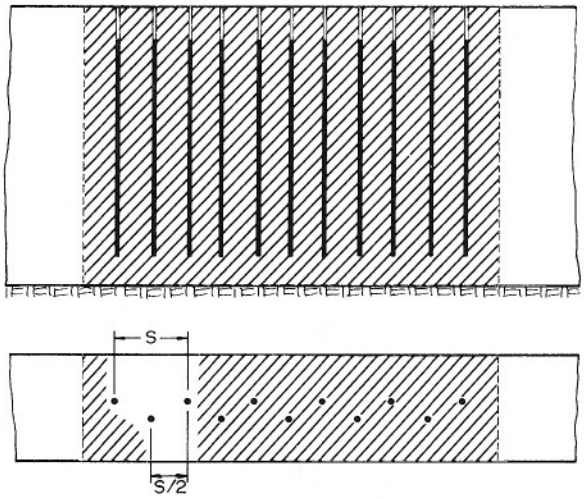


Figura 31.3. *Voladura de un muro alto y estrecho.*

En la Tabla 31.4 se recogen los parámetros de diseño de las voladuras en función de las dimensiones y materiales de construcción de los muros.

La iniciación debe hacerse con detonadores de microrretardo y las superficies del muro a volar cubrirse con protecciones.

En este tipo de voladuras se aconseja realizar unas pequeñas pruebas experimentales en un tramo del muro para determinar los esquemas y cargas idóneas.

3.3. Pilares

Los pilares suelen ser generalmente de hormigón armado con secciones cuadradas, rectangulares o circulares.

La perforación de los barrenos se realiza en la dirección de la cara del pilar de mayor dimensión.

En pilares con una anchura menor de 40 cm los barrenos se perforan en una sola fila con un espaciamiento igual a dicha dimensión, Fig. 31.4. En pilares mayores se practican dos filas de barrenos al tresbolillo según el esquema de la Fig. 31.4.

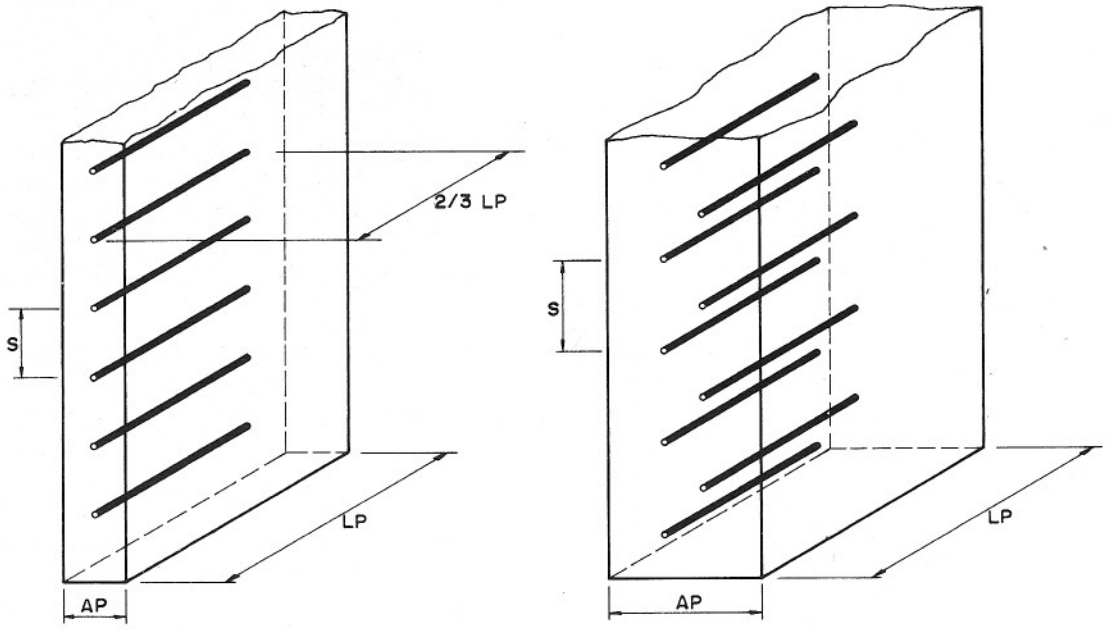
La longitud de perforación debe ser 2/3 de la dimensión de la cara máyor «LP», ocupando la carga y el retacado longitudes iguales a «1/3 LP».

La altura de corte de los pilares variará entre 1,5 m para aquellos con secciones reducidas (< 40 cm) a 2,5 m para pilares mayores (> 40 cm). Por encima de esas zonas de rotura principales, pueden disponerse cada 2 m otras auxiliares con un par de barrenos cada una de ellas.

El consumo específico de explosivo varía en función del material y condiciones del entorno entre los 0,7 y 1,5 kg/m^3.

TABLA 31.4

TIPO DE MURO	ESPESOR - H_m (cm)	ESPACIAMIENTO - S (cm)	N.º FILAS	CONSUMO ESPECIFICO CE (kg/m^3)
Hormigón en masa	20	30	1	0,2 - 0,3
	30	30	1	0,2 - 0,3
	40	30	1	0,2 - 0,3
	50	40	1	0,2 - 0,3
Hormigón armado	20	30	1	0,3 - 0,5
	30	30	1	0,3 - 0,5
	40	30	1	0,3 - 0,5
	50	40	1	0,3 - 0,5
	60	40	2	0,3 - 0,5
	70	40	2	0,3 - 0,5



AP<40 cm
(S=AP)

AP>40 cm
(S=35 cm)

Figura 31.4. *Voladura de pilares de hormigón.*

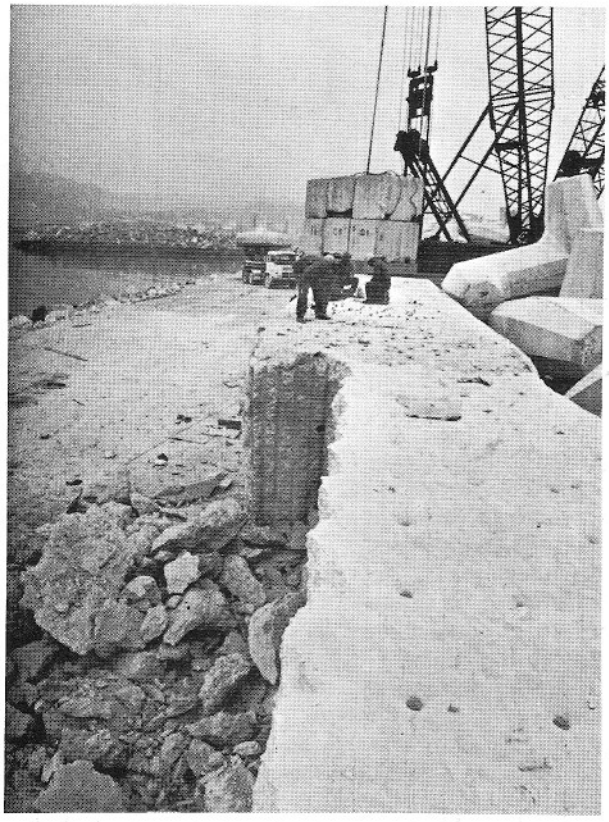


Foto 31.2. *Demolición parcial de un muro en un espigón.*

3.4. Losas

Las voladuras de losas se realizan mediante dos procedimientos:

— Carga para fracturación total.
— Carga para apertura de hendiduras.

El primer caso se aplica indistintamente a losas de hormigón en masa u hormigón armado, mientras que el segundo método es más frecuente en el hormigón armado donde una vez abierta la hendidura se procede al corte con soplete de los redondos de acero.

En la Tabla 31.5 se indican los esquemas, longitudes de perforación y cargas de los barrenos recomendadas.

Cuando se desean efectuar voladuras de hendidura, se utilizan al menos dos filas de barrenos, y se sube el consumo específico de explosivo hasta 0,7 y 0,8 kg/m^3.

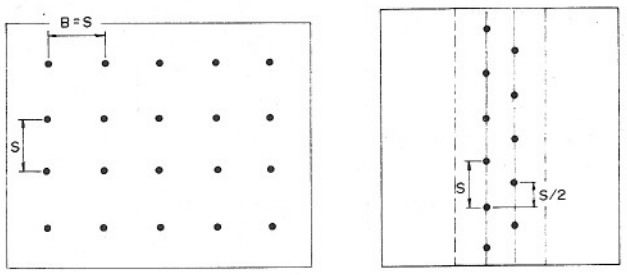


Figura 31.5. *Esquemas de perforación de losas.*

TABLA 31.5

MATERIAL	ESPESOR (cm)	LONGITUD DE PERFORACION (cm)	ESQUEMA - B × S (cm)	CONSUMO ESPECIFICO CE (kg/m³)
Hormigón en masa	30	20	30 × 30	0,3 - 0,5
	40	25	40 × 40	0,3 - 0,5
	50	35	50 × 50	0,3 - 0,5
Hormigón armado	30	20	20 × 20	0,5 - 0,7
	40	30	30 × 30	0,5 - 0,7
	50	40	35 × 35	0,5 - 0,7

TABLA 31.6

ESPESOR - H_m (cm)	LONGITUD DE PERFORACION (cm)	ESQUEMA - B × S (cm)	CONSUMO ESPECIFICO CE (kg/m³)
20	15	30 × 30	0,5 - 0,7
30	20	30 × 30	0,5 - 0,7
40	30	30 × 30	0,5 - 0,7
> 50	2/3 × H_m	50 × 50	0,5 - 0,7

Al igual que para los muros, es aconsejable hacer pequeñas voladuras de prueba para ajustar las cargas y los esquemas.

3.5. Cubiertas

Por cubiertas se entiende los techos de hormigón armado y las bóvedas.

En la Tabla 31.6 se recogen los criterios de diseño para realizar estas voladuras.

3.6. Vigas

Con la voladura de estos elementos estructurales se persiguen dos objetivos:

— Transformar el punto de corte en una rótula.

— La fragmentación o taqueo del material para su manipulación posterior.

La perforación se realiza verticalmente, siendo suficiente en cada punto de corte con dos barrenos espaciados 30 cm. La longitud de perforación se toma como 0,7 veces el canto de la viga y la carga específica entre 0,6 y 0,8 kg/m³.

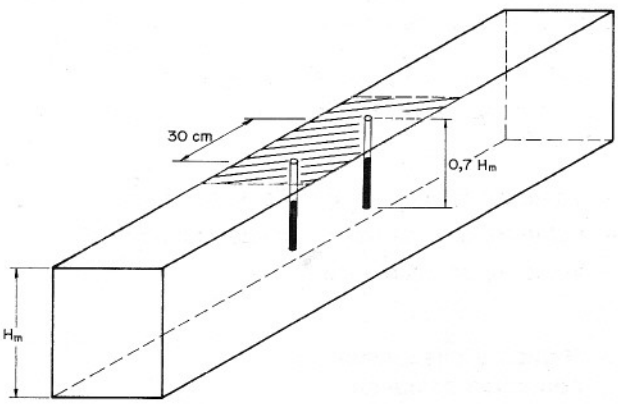


Figura 31.6. *Rotura de una viga.*

4. DEMOLICION DE ESTRUCTURAS

El derribo de una estructura con explosivos es uno de los sistemas más rápido, seguro y eficiente que puede emplearse en la actualidad, pero precisa de un proyecto completo de voladuras donde se contemple el diseño de las mismas, en función de las características resistentes y geométricas de las partes que la constituyen, la secuencia de rotura de los elementos portantes, las acciones de tiro y vuelco previstas, la dirección de caída proyectada, etc.

Pero no siempre es posible disponer de toda la información que se requiere, pues si se trata de construcciones antiguas se suele carecer de planos y, por supuesto, se desconocen las calidades de los materiales empleados y las características de los mismos en puntos de difícil acceso. Por todo ello, se debe realizar una labor previa de reconocimiento, análisis y estudio de las estructuras a demoler a base de rozas, perfora-

ciones, derribo parcial de tabiquería, etc., seguida de un conjunto de trabajos complementarios: sujecciones, descalces, uniones con cables o pernos, etc., que contribuirán de forma decisiva al éxito de la demolición.

A continuación, se estudian brevemente algunos casos típicos de estructuras que se derriban con explosivos.

— Chimeneas y torres.
— Puentes.
— Edificios de mampostería y hormigón armado.

4.1. Chimeneas

Las chimeneas industriales son estructuras que suelen encontrarse anexas a otras instalaciones, con secciones en planta circulares, cuadradas o poligonales y construidas generalmente de mampostería o de hormigón armado.

Debido a su gran esbeltez constituyen el tipo de estructuras idóneo para demoler con explosivos. La caída de las chimeneas se consigue al eliminar con las voladuras una parte de la base de sustentación, de forma que la vertical del centro de gravedad pase a encontrarse fuera de la base residual, produciéndose seguidamente el desequilibrio de la construcción y el giro de la misma en una dirección determinada como sucede durante el talado de un árbol. Fig. 31.7.

Las técnicas de derribo de chimeneas pueden clasificarse en:

— Voladura direccional con caída completa.
— Voladura direccional con caída reducida.
— Voladura de desplome.

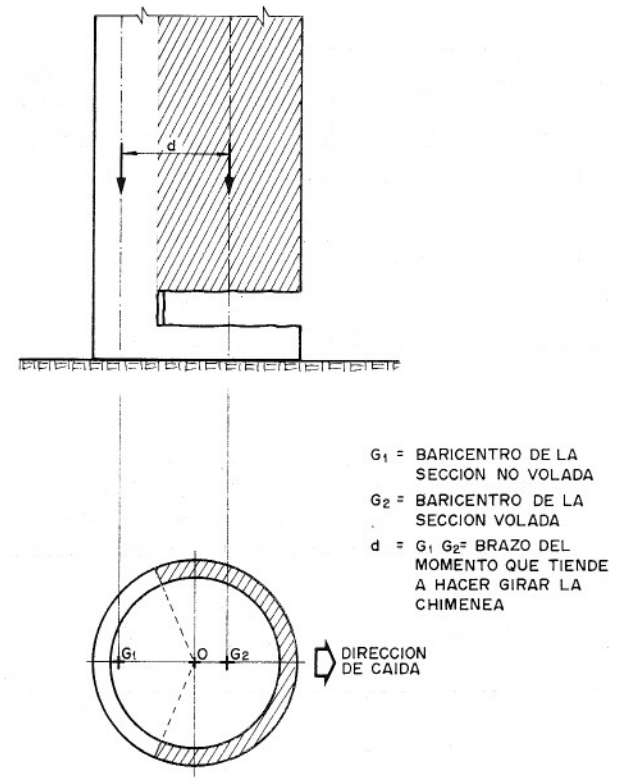


Figura 31.7. *Método de demolición de una chimenea.*

A. Voladura direccional con caída completa

Es el método de demolición más seguro, y por ello debe estudiarse su aplicación con prioridad sobre los otros dos métodos. Además, posee la ventaja de necesitar menor cantidad de explosivo y menor número de barrenos.

Para obtener unos resultados óptimos, las chimeneas deben encontrarse en buen estado de conservación. Si están construidas de ladrillos, la zona a descalzar con explosivo debe ocupar la mitad de la planta horizontal en la dirección de caída deseada, que coincidirá con la del radio perpendicular al diámetro que actúa de charnela. El número de filas de barrenos que

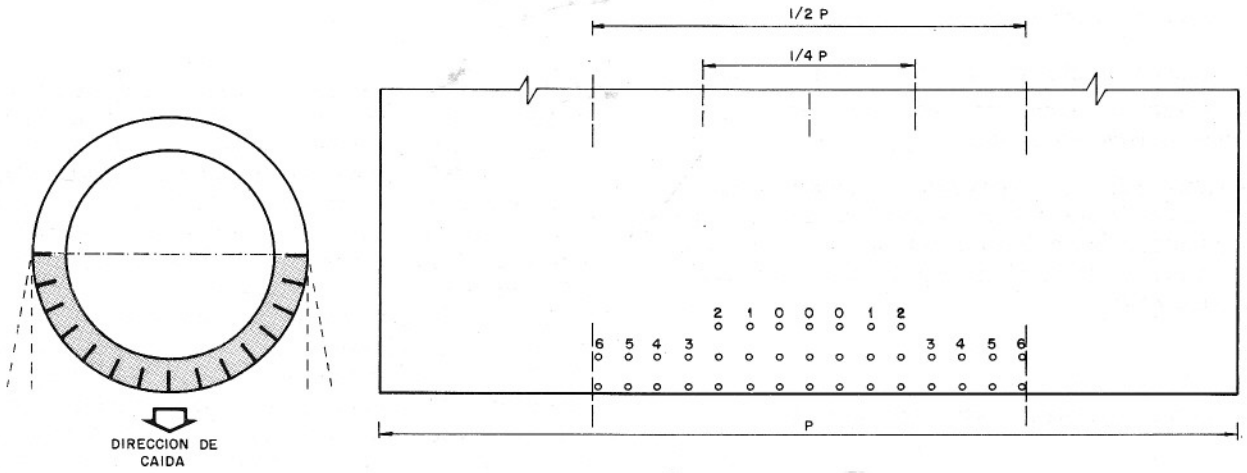


Figura 31.8. *Perforación de una chimenea de mampostería.*

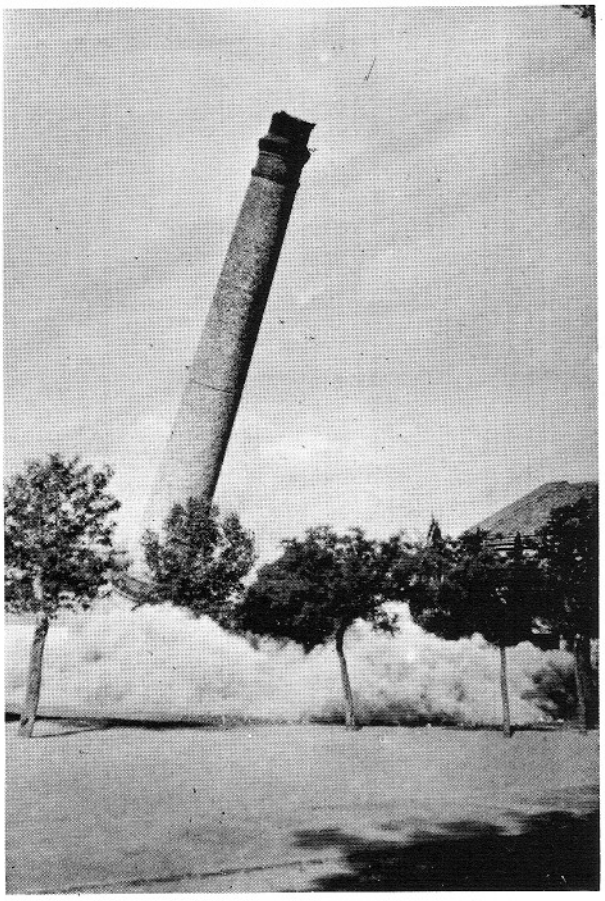


Foto 31.3. *Caída de una chimenea de mampostería.*

se necesita generalmente es de 3, a lo largo de 1/4 del perímetro, y dos en el resto del semiperímetro. Fig. 31.8.

En chimeneas de hormigón armado la zona a volar ocupará 2/3 de toda la planta, coincidiendo la dirección de caída con la bisetriz del ángulo central de la base residual que es de 120°. El número de filas en la parte alta de la cuña de corte está limitado por una altura equivalente a 1/3 del diámetro de la chimenea, terminando en los laterales del área volada, que ocupa 2/3 del perímetro, en una altura equivalente a 3 filas. Para conseguir un mejor arranque del material es conveniente abrir unos huecos a modo de ventanas con una anchura doble del espesor de la chimenea y una altura un poco por encima de la tercera fila de barrenos.

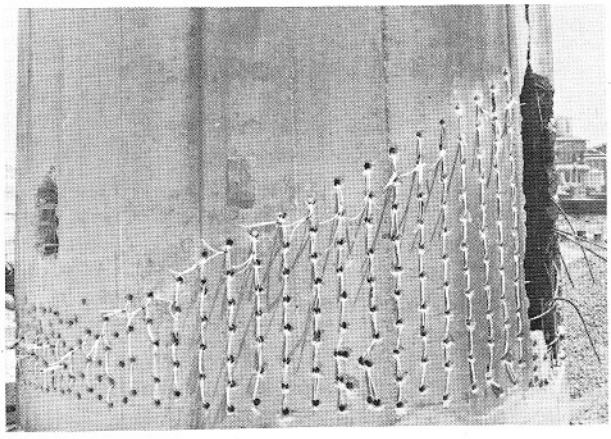


Foto 31.4. *Esquema de voladura con cordón detonante de una chimenea de hormigón de reducido espesor. (Cortesía de CAVOSA).*

B. **Voladura direccional con caída reducida**

En este tipo de demolición, una vez que la chimenea se ha inclinado ligeramente, se vuela la base residual provocándose un desplome de la misma. Esto se consigue mediante el disparo de una fila de barrenos en el lado opuesto al de caída, con un retardo de tiempo de 0,25 s, con respecto a la voladura principal. Fig. 31.10.

Este método sólo es aplicable a chimeneas construidas de ladrillos.

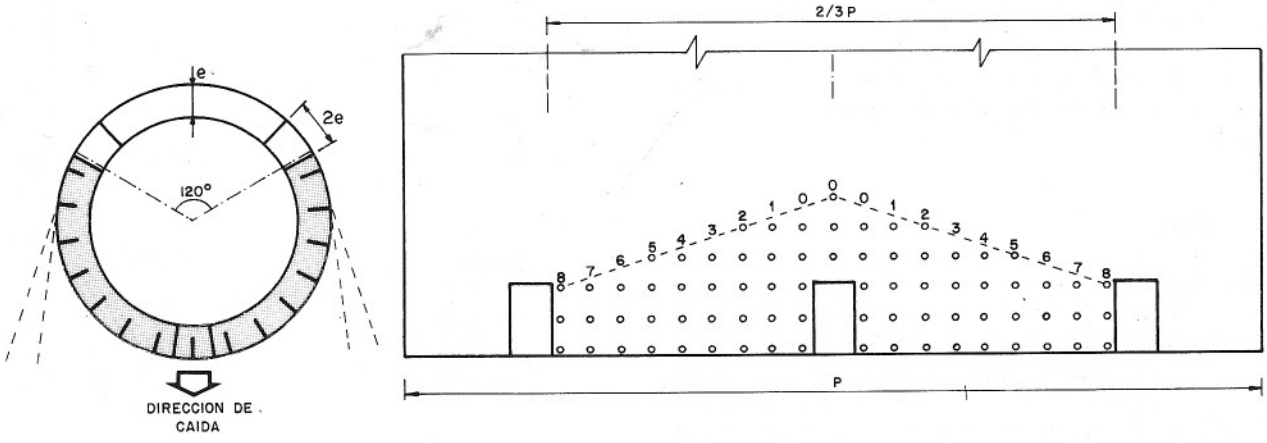


Figura 31.9. *Perforación de una chimenea de hormigón.*

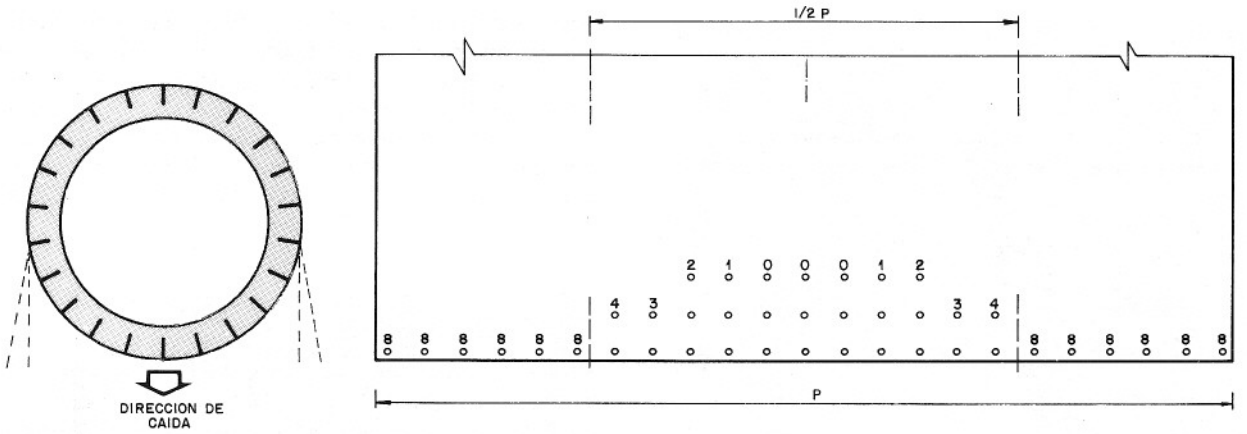


Figura 31.10. *Demolición de una chimenea con caída reducida.*

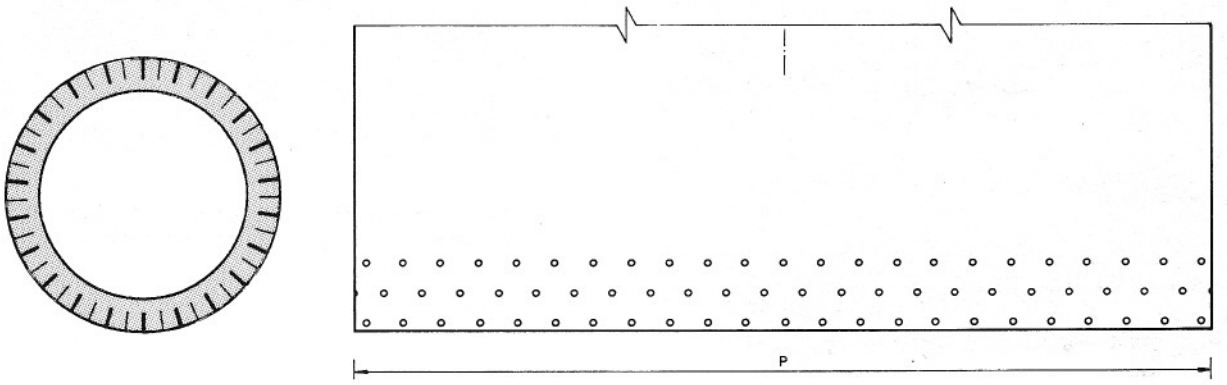


Figura 31.11. *Voladura de chimenea con desplome.*

C. **Voladura de desplome**

Al igual que en el caso anterior, las voladuras de desplome sólo pueden emplearse en chimeneas de mampostería. Las pegas consisten en el disparo instantáneo de un conjunto de cargas alojadas de forma homogénea en toda la base.

Generalmente, el número de filas de barrenos es de dos o tres, tal como se muestra en la Fig. 31.11.

Este procedimiento es el más arriesgado y sólo debe plantearse como alternativa a los anteriores en un caso extremo. El estudio de la voladura debe incluir una inspección minuciosa del estado de la estructura para evitar las caídas en cualquier dirección radial no deseada.

4.2. Torres

Se consideran como torres aquellas construcciones cuyas alturas son superiores a los 10 m y las bases tienen dimensiones inferiores a 1/3 de «H_T».

Para la demolición de estas estructuras se siguen los mismos criterios expuestos anteriormente para las chimeneas. En las voladuras direccionales con caída completa la altura de la cuña de corte dependerá del espesor de la construcción y de la anchura de la base, oscilando entre 3 y 20 veces el espesor del muro.

En las torres construidas sobre pilares de hormigón se procederá a la voladura de éstos siguiendo el mismo

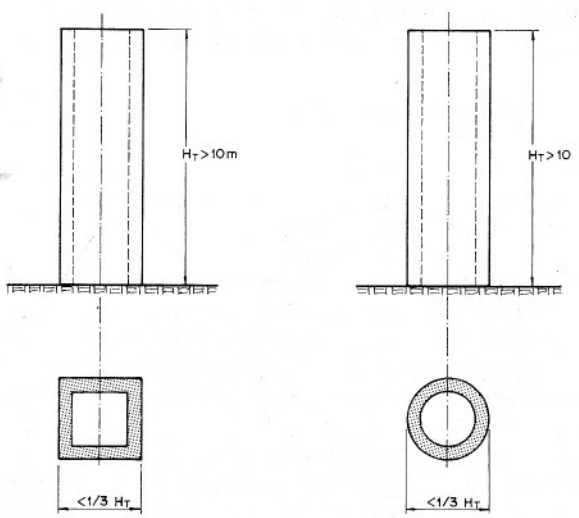


Figura 31.12. *Tipos de torres.*

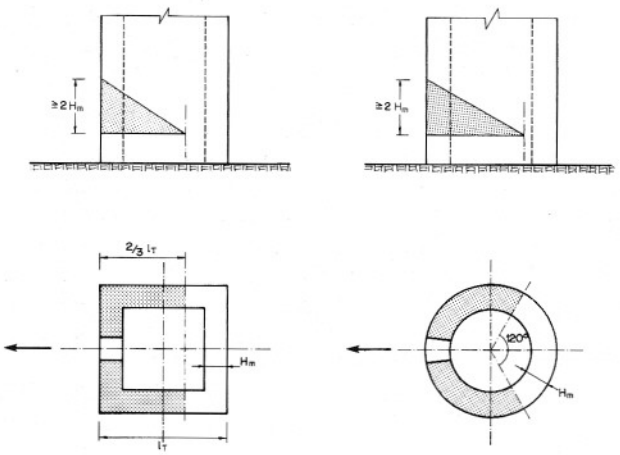


Figura 31.13. *Demolición de torres de sección cuadrada y circular.*

procedimiento y empleando una secuencia de encendido con detonadores de microrretardo.

4.3. Puentes

Los tipos de puentes que son objeto de demolición con explosivos más frecuentemente son:

— Puentes de mampostería.
— Puentes metálicos sobre estribos de mampostería.
— Puentes de hormigón.

En general, estos trabajos se caracterizan porque el desescombro debe llevarse a cabo en un tiempo muy pequeño, ya que bajo los mismos suelen discurrir vías de tráfico o fluviales, y porque además en las proximidades es habitual que existan otras construcciones, edificios, puentes nuevos, etc.

A continuación, se indican para cada uno de los tipos de puentes, algunas directrices generales de actuación.

A. Puentes de mampostería

Es el tipo de construcción más antiguo y suelen presentar pilares, apoyos y arcos de mampostería, de dimensiones apreciables, junto con materiales como hormigón en masa inyectado con grava.

Debido a la robustez de los elementos portantes el número de barrenos necesarios es muy elevado.

Siempre que las condiciones del entorno lo permitan, la perforación se intentará realizar con carros, mejor que manualmente, abriendo barrenos de unos 50 mm de diámetro.

Las zonas críticas de la demolición son los estribos y las bóvedas. Los primeros se tratarán en cuanto a esquemas de perforación y cargas, como muros de ladrillo, mientras que en las bóvedas según la luz de las mismas, la voladura puede ser global o por partes según se indica en la Fig. 31.15.

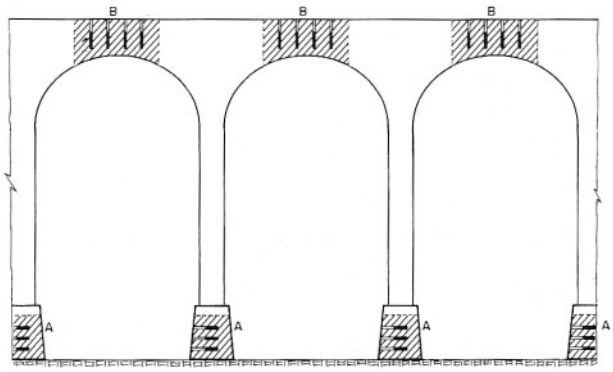


Figura 31.14. *Zonas de voladura en un puente de mampostería.*

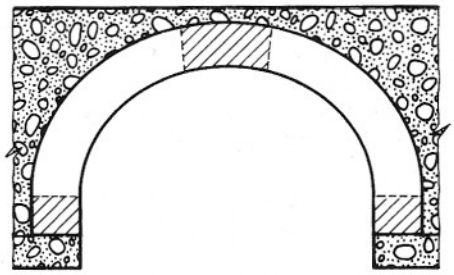


Figura 31.15. *Voladura de una bóveda por partes.*

La anchura mínima de la zona a fragmentar debe ser de tres filas de barrenos, y si el puente está construido con varios arcos es aconsejable efectuar la demolición del mismo de una forma global, pues de lo contrario el resto de la estructura que queda en pie después de cada voladura puede entrañar un alto riesgo al estar agrietada o dañada por las mismas.

B. Puentes metálicos sobre estribos y pilares de mampostería

Este tipo de puentes es muy habitual en los trazados de ferrocarril, e implica el desmantelamiento de toda la estructura metálica por métodos convencionales o por voladura con cargas adosadas, siempre que las proyecciones no constituyan un riesgo, y el derribo posterior con explosivos de los pilares y estribos.

Estos últimos elementos estructurales podrán perforarse con barrenos verticales, siempre que exista un acceso utilizable, o con barrenos horizontales según lo explicado anteriormente.

C. Puentes de hormigón

Dentro de este grupo, que es el de más reciente construcción, caben diferenciar dos tipos: de celosía y de vigas prefabricadas.

En los primeros la demolición se lleva a cabo efectuando unos cortes con cargas confinadas de explo-

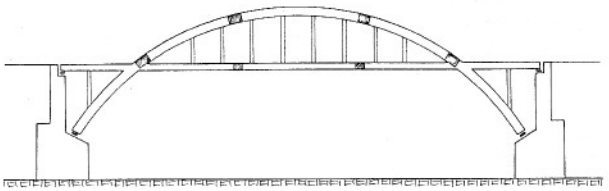


Figura 31.16. *Zonas de voladuras para la demolición de un puente de celosía.*

sivo en puntos estratégicos de la estructura, tal como se indica en la Fig. 31.16.

En cada zona de corte los esquemas de perforación y carga se diseñarán conforme a lo expuesto en el epígrafe 3.6.

En cuanto a los puentes construidos pòr vigas de hormigón pretensado, la demolición se llevará a cabo en dos fases diferenciadas: primero, volando las vigas, de acuerdo a lo indicado y en tres zonas de las mismas, Fig. 31.17 y, después , los pilares, ayudándose de cables de acero si fuera preciso para conseguir el vuelco de los mismos y perforando las voladuras al menos con dos filas de barrenos y una carga específica próxima a 1,5 kg/m^3.

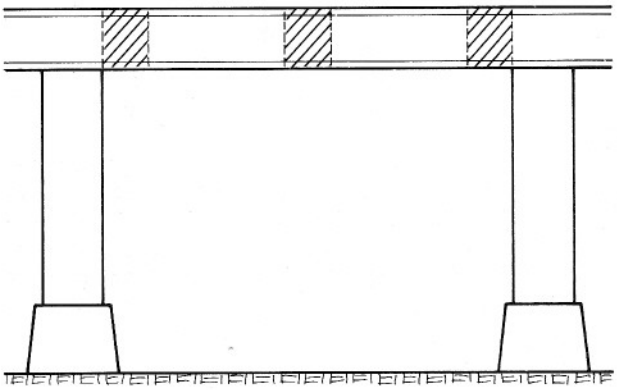


Figura 31.17. *Demolición de un puente construido de elementos prefabricados.*

5. DEMOLICION DE EDIFICIOS

En la demolición de edificios con explosivos sólo pueden dictarse unos principios básicos, ya que cada caso precisa la realización de un proyecto completo de voladura con la adecuación de los criterios generales y aplicación de criterios específicos.

Los tipos de estructuras que suelen demolerse con explosivos son básicamente de ladrillo, hormigón y mixtos.

El desarrollo de los trabajos debe comenzar por un estudio detallado de los planos de construcción, si se dispone de ellos, para determinar:

— La existencia de juntas de dilatación.

— Zonas que pueden afectar a los resultados de la demolición, tales como huecos de escaleras y ascensores, bajantes de tuberías, sótanos, etc.

Esta fase debe complementarse con un reconocimiento de los materiales, realizándose las rozas que sean necesarias para su identificación, sobre todo en partes críticas y dudosas. Estas labores tienen tanta o más importancia que la del propio diseño de las voladuras, pues han sido frecuentes los casos donde al contemplar sólo los proyectos de construcción los resultados han sido insatisfactorios, pues las estructuras reales no respondían fielmente a los mismos. Tras estos estudios se determinan los trabajos preparatorios que se precisan:

— Independización de elementos estructurales con medios mecánicos.

— Cortes de redondos de acero dentro del hormigón armado.

— Atirantado de elementos, con cables, pernos, etc.

— Eliminación de tabiques interiores, muros, cercos de puertas, ventanas, etc.

— Supresión de vigas metálicas y sustitución por puntales, etc.

A continuación, se revisan los casos más frecuentes en estos trabajos de demolición.

5.1. Edificios de mampostería

En estas construcciones las primeras labores consisten en la eliminación de cercos de puertas y ventanas y otros elementos que puedan interferir en la demolición, así como la destrucción parcial de algunos tabiques interiores.

Los barrenos se practican sobre los muros de carga siguiendo los esquemas y cargas recomendados en apartados anteriores.

La zona a volar se situará a la altura de las ventanas, como ya se ha indicado, con el fin de facilitar la perforación manual de los barrenos, disminuir el número de éstos aprovechando los huecos y mejorar la salida del material troceado por el explosivo. Fig. 31.18.

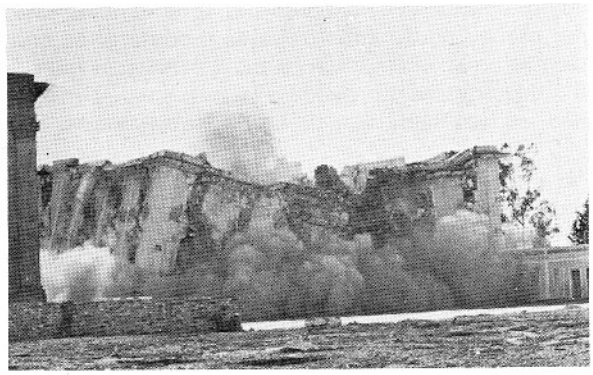


Foto 31.5. *Demolición de un edificio de mampostería de dos plantas.*

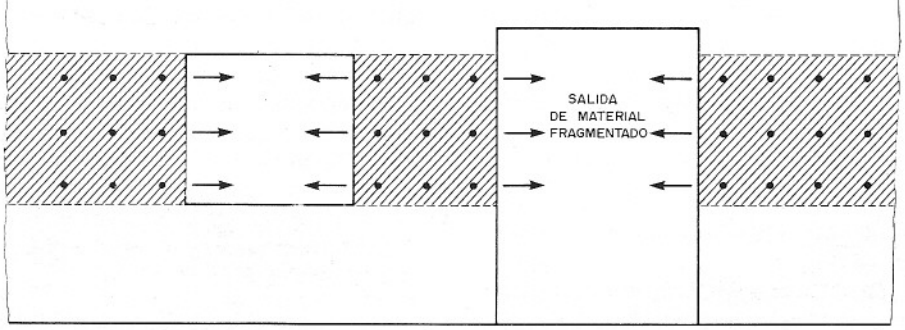


Figura 31.18. *Perforación de un muro de ladrillos.*

Aunque el objetivo de estas voladuras debido a las características de esos materiales es el desplome completo del edificio, las secuencias de encendido deben diseñarse para conseguir al mismo tiempo un amontonamiento del escombro, que no afecte al entorno próximo, vías públicas,edificios adosados, etc., y el máximo de desgarro de la estructura durante la caída.

En la Fig. 31.19 se indica un ejemplo típico de secuencia de disparo.

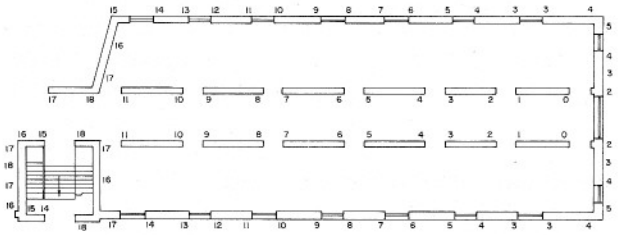


Figura 31.19. *Secuencia de encendido en edificio de mampostería.*

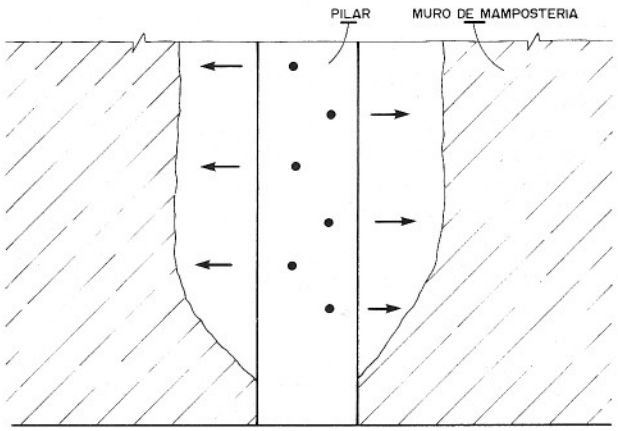


Figura 31.20. *Rozas abiertas en tabiques adosados a un pilar.*

5.2. Edificios de hormigón armado

Al igual que en el caso anterior, la demolición debe estar precedida de unos trabajos preparatorios consistentes en la eliminación parcial de tabiques interiores y descubrimiento de los pilares a volar, abriendo rozas en los tabiques de ladrillo adyacentes. Fig. 31.20.

Cuando la estructura a demoler es compleja y se encuentra junto a otros edificios que deben respetarse, es necesario realizar un cuidadoso estudio de la estática de la construcción y diseño de las voladuras.

Los dos tipos de demolición más empleados son:

— Voladura en una dirección.

— Voladura con desplome.

En el primer caso, los elementos a volar deben conformar una cuña, Fig. 31.21, con un frente abierto hacia

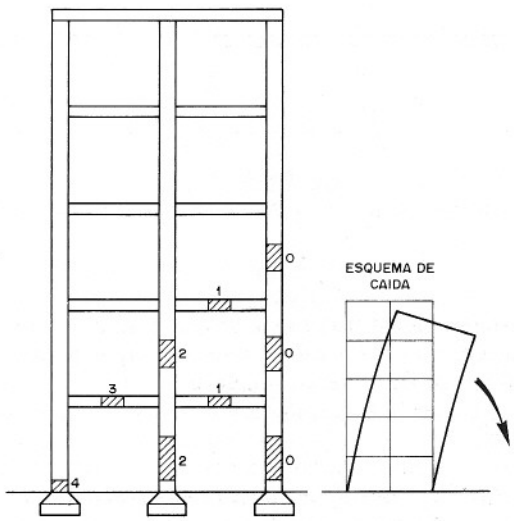


Figura 31.21. *Demolición de un edificio con caída en una dirección.*

Foto 31.6. *Demolición de un silo de cemento con caída en una dirección. (Cortesía de CAVOSA).*

la dirección de caída y una secuencia similar a la indicada.

Si la demolición se realiza con desplome de la estructura sobre la propia área ocupada, la secuencia de encendido y esquema de voladura serán como los indicados en la Fig. 31.22.

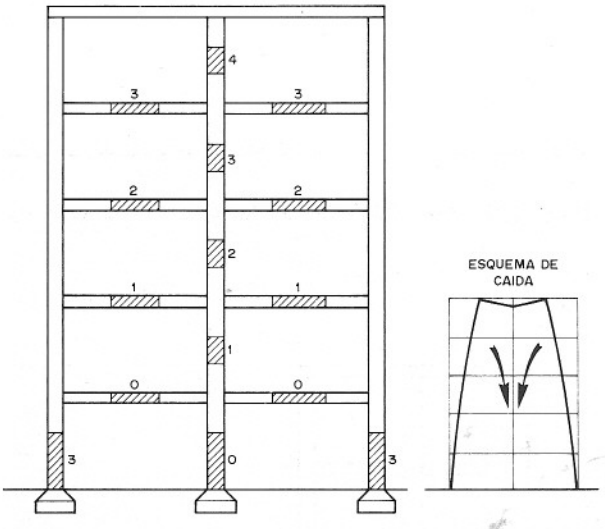


Figura 31.22. *Demolición de un edificio con desplome.*

Si existen elementos estructurales aislados que deben ejercer durante la caída unos esfuerzos de tiro, se procederá antes de la demolición al anclaje o unión con diferentes medios mecánicos, cables, bulones, etcétera.

Por el contrario, cuando es necesario independizar algunas partes del edificio, se procederá al corte de los elementos de unión y sobre todo de los redondos de acero del propio hormigón armado.

Como es fácil comprender, en este tipo de voladuras la secuencia de encendido es de vital importancia, por lo que la elección y utilización de los detonadores de retardo y microrretardo disponibles debe basarse en un exhaustivo análisis. La filmación a alta velocidad de estos trabajos constituye una herramienta importante para el estudio y la comprensión de los fenómenos desarrollados y resultados obtenidos.

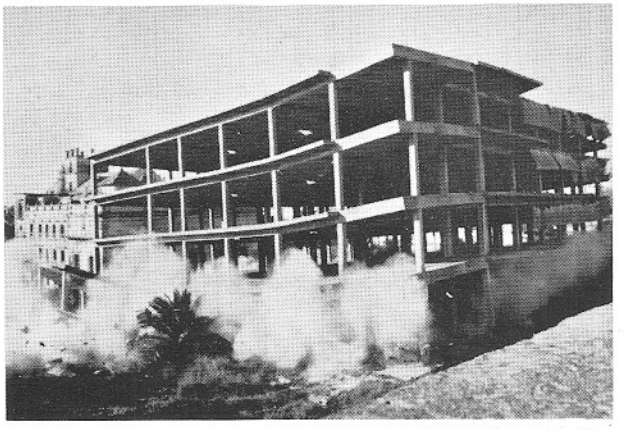


Foto 31.7. *Demolición de la estructura de un edificio de hormigón. (Cortesía de CAVOSA).*

5.3. Edificios mixtos

Estas edificaciones están constituidas con pilares y vigas de hormigón armado y muros de carga de mampostería, debiéndose perforar ambos elementos según lo expuesto en epígrafes precedentes. Normalmente, el tipo de voladura utilizado es con caída en dirección.

6. DEMOLICION DE ESTRUCTURAS METALICAS

La demolición de estructuras metálicas con explosivos no es tan sencilla como las de hormigón o mampostería, ya que las cargas no suelen estar confinadas, por lo general, y no existe un fenómeno tan intenso de autodestrucción durante la caída de las construcciones. Especial cuidado debe ponerse en las alteraciones producidas por las proyecciones y la onda aérea.

Las fórmulas que se dan a continuación, están referidas a un explosivo gelatinoso y configurando cargas adosadas, pero no con una geometría especial.

a) **Secciones de construcción de acero.** Vigas de doble «T», vigas «H», canales, largueros metálicos compuestos, columnas, planchas:

$$Q = 34 \times A_{vg}$$

donde:

Q = Carga de explosivo (g)
A_{vg} = Area de la sección transversal (cm^2).

b. **Otras secciones de acero.** Aceros ricos en carbono, cadenas, cables, barras de refuerzo, elementos de alta resistencia, etc.

$$Q = 88 \times A_{vg}$$

siendo:

Q = Carga de explosivo (g).
A_{vg} = Area de la sección transversal (cm^2).

Ejemplo:

Si desea cortar una viga de acero de doble T con las dimensiones que se indican en la Fig. 31.28.

Area de las alas = $2 \times 1{,}2 \times 12{,}5 = 30{,}0\ cm^2$.
Area del alma = $(30 - 2{,}4) \times 1 = 27{,}6\ cm^2$.
Area total A_{vg} = $30{,}0 + 27{,}6 = 57{,}6\ cm^2$.
Carga de explosivo $Q = 34 \times 57{,}6 = 1.858{,}4\ g \simeq 2\ kg$.

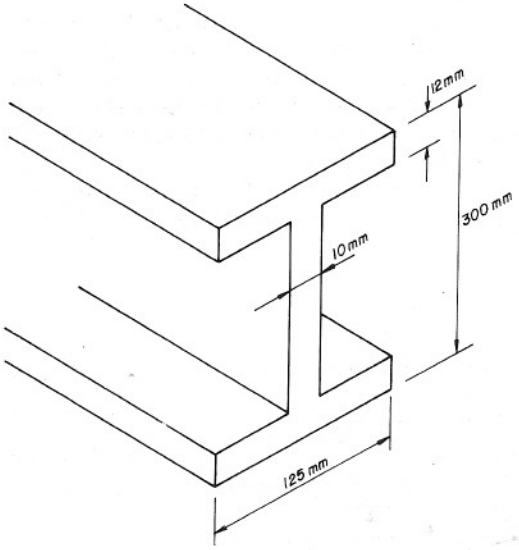


Figura 31.23. *Dimensiones del perfil metálico.*

La carga se dispondrá adosada a lo largo del alma de la viga y en contacto con las alas de ésta. En ocasiones se colocan a ambos lados contrapeadas para ejercer un efecto de cizalla.

7. CORTE DE ARBOLES CON EXPLOSIVOS

En muchos bosques, después de las tormentas, quedan árboles tumbados que es preciso cortar para evitar riesgos de accidentes. La compañía Explosives Utveckling AB, de Suecia, ha diseñado el sistema «Safe-T-Cut», consistente en una abrazadera de piezas articuladas de madera en la que se montan unos trozos de cordón detonante. Mediante un conector de plástico, sobre uno de los cordones, se inserta un detonador NONEL con su tubo correspondiente.

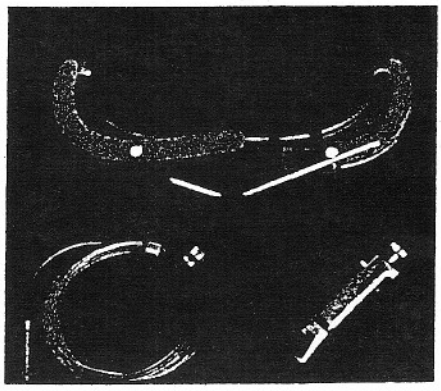


Foto 31.8. *Sistema de corte de árboles con explosivos.*

La colocación de la abrazadera a la altura deseada del tronco del árbol resulta sencilla por medio de una pértiga telescópica. El operario se retira a una distancia de seguridad y dispara con un iniciador NONEL.

Este sistema no entraña peligros de caídas súbitas de los árboles, como sucede con otros métodos de saneo clásicos, y proporciona cortes limpios en los troncos de los árboles, con unas pérdidas de madera útil de unos pocos centímetros.

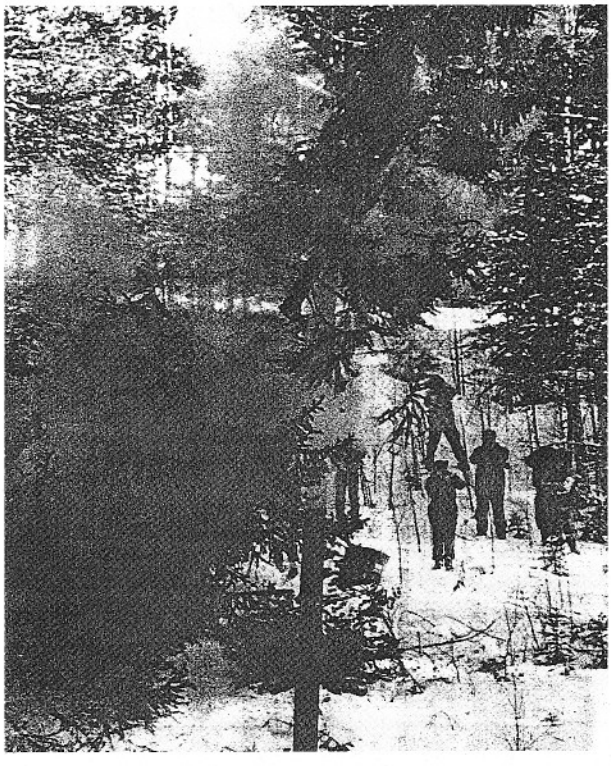


Foto 31.9. *Voladura de un tronco de un árbol inclinado mediante el sistema «Safe-T-Cut».*

8. CARGAS HUECAS

Las cargas huecas o conformadas son cargas explosivas en las que está practicada una cavidad, que se encuentra normalmente situada en la zona opuesta a la de iniciación. Dicha cavidad se reviste con un material, que suele ser metálico, con el fin de intensificar los efectos producidos, Fig. 31.24.

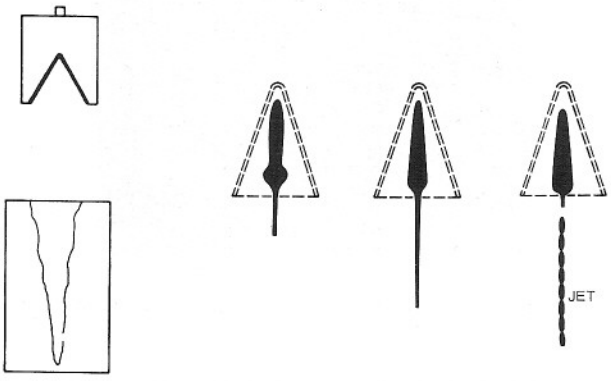


Figura 31.24. *Diseño típico de una carga hueca.*

Cuando la onda de detonación impacta sobre el material de recubrimiento, éste se colapsa y se divide en dos zonas diferenciadas: el dardo o «jet» y el punzón o «slug».

El dardo es capaz de producir orificios en las placas metálicas o de otro material sobre las que incide, debido a la elevada velocidad de propagación que lleva.

8.1. Parámetros de diseño

Los parámetros de diseño de una carga hueca son muy variados:

— **Geométricos.** Angulo del cono, diámetro de su base, espesor del cono, uniformidad o no de este espesor a lo largo de la generatriz, etc.
— **Naturaleza del explosivo.** El tipo de explosivo, su composición, sus características y el proceso de preparación también pertenecen a este grupo.

8.1.1. Angulo de revestimiento

Para conseguir una perfecta ejecución del mecanismo de colapso de las paredes del revestimiento metálico, el ángulo cónico 2α debe ser bisectado por el eje de la cavidad de la carga, pues de lo contrario el proceso se desviaría del ideal, ya que, al no existir simetría, los puntos de la pared superior y de la inferior estarían situados a distinta distancia con respecto al eje. De esta forma, el dardo constituido no tendría su eje coincidente con el de la carga y, al impactar contra el objetivo, como la incidencia no se produciría perpendicularmente, la profundidad de penetración sería menor, Fig. 31.25.

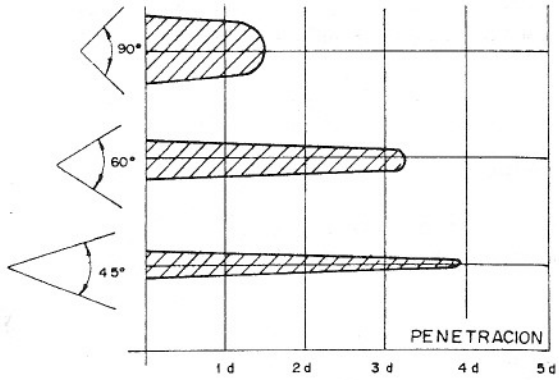


Figura 31.25. *Penetración según los ángulos del recubrimiento de la carga.*

8.1.2. Relación entre longitud y diámetro de carga

La relación entre la longitud y el diámetro de la carga hueca da el peso del explosivo que se ha empleado. La longitud se expresa, al igual que la penetración, en función del diámetro del cono, refiriéndose únicamente a la parte de explosivo que se encuentra comprendida entre el final de la carga y el vértice del cono. La longitud total de la carga se halla sumándole la altura del cono, siendo la más empleada la correspondiente al doble del diámetro, Fig. 31.26.

Realmente, la longitud sólo influye para conseguir que la onda de detonación sea plana.

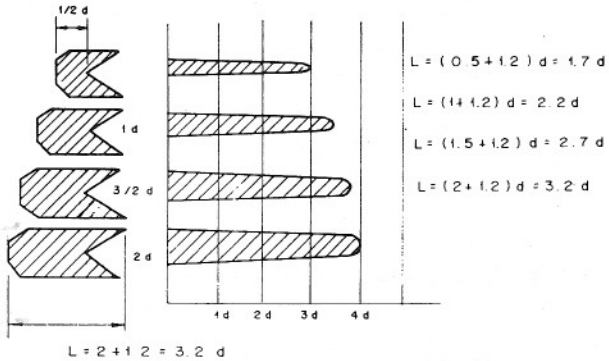


Figura 31.26. *Relación entre la longitud y el diámetro.*

8.1.3. Standoff

El «standoff» es la distancia que existe entre la base del revestimiento y el objetivo en el momento de la iniciación. Para una máxima penetración, el «standoff» óptimo varía con el ángulo cónico desde un valor de 0,5 a 1 diámetros de cono con ángulos de 30°, hasta 6 y 8 diámetros con magnitudes angulares mayores.

8.1.4. Naturaleza del explosivo

En la elección del tipo de explosivo hay que tener en cuenta una serie de propiedades:

— **Velocidad de detonación.** Interesa que sea elevada, pues así la liberación de la energía de la sustancia explosiva será más rápida y, por tanto, sus efectos sobre el material del revestimiento y del objetivo a perforar serán más destructivos.
— **Potencia por unidad de peso.** Interesa, por las mismas razones anteriores, que sea alta.
— **Sencillez en la preparación de las cargas.** Se refiere a la facilidad para acoplarse a la cámara de la carga donde se sitúa.
Lo más conveniente es que se adapte lo mejor posible a los contornos de la carga para se permita una óptima propagación de la onda explosiva.
— **Sensibilidad a los choques o rozamientos.** Generalmente, se requiere que los explosivos utilizados en el diseño de cargas huecas presenten unos grados de sensibilidad moderados, debido a las condiciones de empleo.
— **Estabilidad para poder conservar o retener su utilidad durante un tiempo razonable en cualquier clima.** Interesa que los explosivos utilizados presenten una cierta resistencia a la humedad, ya que se puede llegar a trabajar en contacto con acuíferos o en operaciones submarinas.

Los explosivos más adecuados para su empleo en cargas huecas son la plasdina (75% de tetranitrometilanilina, 2% de nitrocelulosa y 23% de mononitrobenceno), la pentrita, el TNT, la pentolita 50/50, la hexolita, la tetralita, la Goma E-R (Especial Rompedora) y la Goma GV-Submarina.

8.1.5. Iniciación del explosivo

El mecanismo de iniciación de los explosivos es de gran importancia. En las modernas cargas huecas se emplean los sistemas de diábolo y apuntado. En éste último existe una punta y en el diábolo un doble cono. Con estos artificios se consigue que la onda de choque inicie la carga lo más puntual y axialmente posible, mediante la generación de ondas de choque que inciden lo más simétricamente sobre la superficie de las paredes del cono de revestimiento.

8.1.6. Metal de recubrimiento

En el poder de penetración de la carga hueca tiene una importancia decisiva el material que recubre la misma, incluso manteniendo constantes el resto de los factores, Fig. 31.27.

Tal como puede verse en dicha figura, para unas mismas condiciones de diseño, la penetración, expresada en número de diámetros de cono, alcanza un valor máximo cuando se emplea como material constitutivo el cobre.

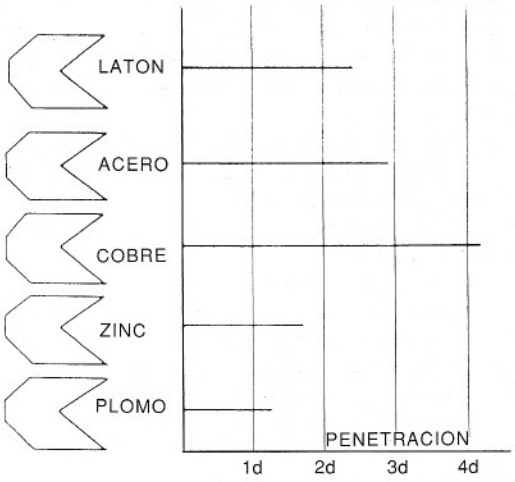


Figura 31.27. *Penetraciones según cuál sea el material constitutivo del revestimiento.*

8.2. Aplicaciones de las cargas huecas

Los campos de aplicación de las cargas huecas pueden resumirse en dos: ámbito militar y ámbito civil.

Dentro de éste último, su empleo es frecuente en las siguientes operaciones:

— **Perforación de revestimientos de sondeos petrolíferos.** Por medio de la introducción de un detector en el interior del pozo, se puede estimar con relativa exactitud la localización de los depósitos petrolíferos o gas. Insertando un torpedo, constituido por varias series de cargas conformadas dispuestas generalmente en espiral, se puede perforar el revestimiento del sondeo e incluso parte de la formación productiva para evaluar o explotar el yacimiento.

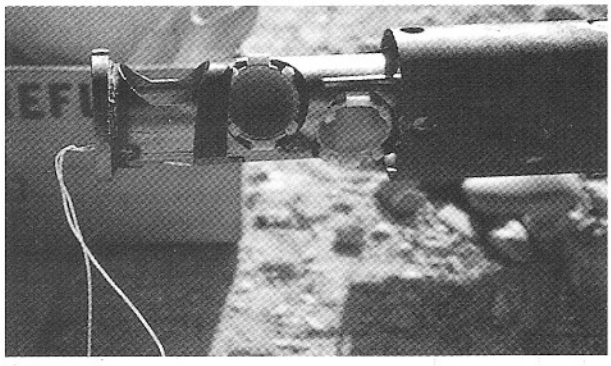


Foto 31.10. *Torpedo utilizado en un pozo de gas.*

— **Excavaciones submarinas.** En algunas ocasiones, las formaciones rocosas o de coral bajo el mar son tan duras y se encuentran tan profundas,que resulta antieconómico o técnicamente inviable arrancarlas con equipos convencionales de dragado. Con las cargas huecas se ha comprobado que los gastos de operación y la duración de la misma pueden disminuirse con relación al método de perforación y voladura.

— **Demoliciones.** Algunas cargas huecas se diseñan con geometría preferencial lineal, denominándose Cargas Conformadas Lineales (LSC), siendo su principal campo de aplicación el de las demoliciones.

Una variante de las anteriores cargas huecas son las Cargas Conformadas Lineales y Flexibles (FLSC), también llamadas Jet-Axe, que comparándolas con aquéllas, tienen una sección transversal mucho más pequeña.

Una interesante aplicación de las FSLC es su uso para provocar orificios en paredes, pisos y techos por los cuerpos de bomberos.

— **Corte de cables y bulones de acero.** Debido a las características especiales que poseen las cargas huecas, se utilizan para seccionar los bulones de anclaje empleados para el sostenimiento, así como para el corte de cables de mina.

— **Voladuras secundarias en minería a cielo abierto.** Según experiencias que se han llevado a cabo en algunas explotaciones a cielo abierto, se ha comprobado que al emplear cargas cilíndricas con revestimiento cónico metálico el coste de explosivo necesario se minimiza, comparándolo con el que se necesitaría para obtener los mismos resultados con procedimientos convencionales. Así, por ejemplo, los consumos específicos de explosivo en el taqueo son de 2 a 3 veces más bajos cuando se emplean cargas huecas.

— **Siderurgia.** En los hornos de fundición se utilizan para sustituir el lanceo y la operación de limpieza, permitiendo la alineación correcta de la abertura para empezar el sangrado a flujo completo, Fig. 31.28.

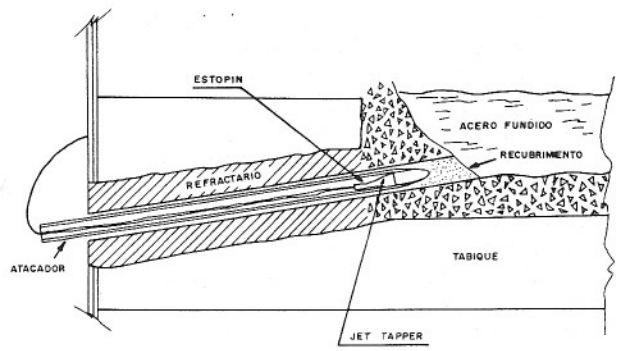


Figura 31.28. *Aplicación de los «Jet-Tappers» en siderurgia.*

— **Discos balísticos.** Esta modificación de las cargas huecas se desarrolló durante la II Guerra Mundial. Se diferencia por la curvatura esférica, que acoge al recubrimiento. En minería, se aplica principalmente en las labores de interior para eliminar los atascos en conos tolva o piqueras.

BIBLIOGRAFIA

— ABAD, M., et al.: «Voladuras Controladas en Zonas Urbanas». IGME, 1985.

— BERTA, G.: «L'Explosivo Strumento Di Lavoro». Italexplosivi, 1985.

— CONTESTABILE, E. y CRAIG, T.R.: «Use of Shaped Charges in Mining Operations». CIM Bulletin. 1985.

— DUBE, M.A. y LESSARD, J.P.: «Les Charges Directionnelles et Leurs Applications Possibles». 8º Session d'Etude sur les Techniques de Sauntage. SEEQ. 1985.

— GONZALEZ, E.: «Demolición de Chimeneas con Explosivos». Rocas y Minerales.

— GUSTAFSSON, R.: «Swedish Blasting Technique». SPI, 1973.

— I.C.I.: «Blasting Practice», 1972.

— INDUSTRIAS QUIMICAS. Altos Explosivos de Seguridad (S.A.I.C.).: «Slurries con Pentrita para Aplicaciones Especiales. Cargas Huecas». 1980.

— JOHNSON, C. y MOSELEY, J.W.: «Terminal Ballistic Effects. Shaped Charges». U.S. Naval Weapons Laboratory. Dahlgren Virginia (EEUU). 1962.

— LINDROTH, D.P. y ANDERSON, S.J.: «Safe, Effective Hangup Clearance for Underground Mines». Bureau of Mines. 1982.

— LOPEZ JIMENO, E.: «Voladuras de Chimeneas y Torres» (no publicado), 1978.

— MAZADIEGO, L.F.: «Estudio de las Cargas Huecas y de sus Efectos Perforantes sobre Metales». ETSI MINAS. 1986.

— MAZADIEGO, L.F.: «Diseño y Aplicaciones de las Cargas Huecas». Revista INGEOPRES. Febrero-Marzo, 1993.

Capítulo 32

OPTIMIZACION ECONOMICA DEL ARRANQUE CON PERFORACION Y VOLADURA

1. INTRODUCCION

El objetivo principal del arranque con explosivos consiste en que éste se lleve a cabo con el menor coste posible, cumpliendo las especificaciones técnicas y condiciones de seguridad previstas.

Dentro de un proyecto de explotación, la perforación y voladura constituyen las primeras operaciones básicas, Fig. 32.1 y pueden condicionar los resultados de los subsistemas posteriores, tanto en rendimientos como en costes.

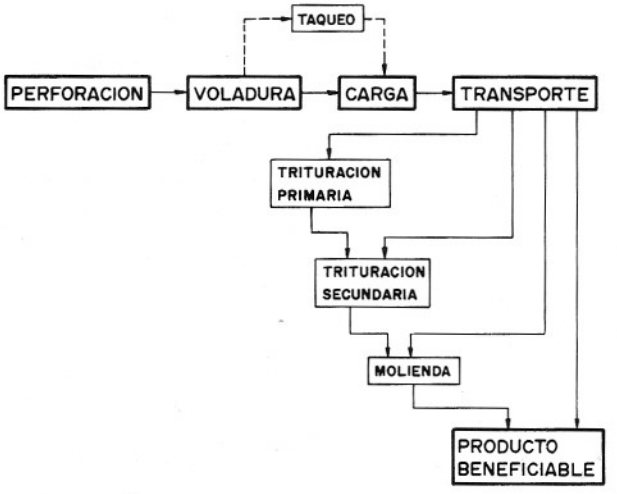


Figura 32.1. *Diagrama del ciclo minero.*

Así pues, la fragmentación y el esponjamiento de la roca deben estudiarse con una óptica global del conjunto, relacionándola con las distintas variables que corresponden al resto de las operaciones subsiguientes.

En este capítulo, se analizan los aspectos económicos del binomio de perforación y voladura en operaciones de producción a cielo abierto, así como los métodos de predicción de la fragmentación y las bases de cálculo para la construcción de un modelo económico de optimización de los costes totales de operación.

Foto 32.1. *Panorámica de una mina metálica explotada por banqueo (Cerro Colorado, Río Tinto).*

2. ECONOMIA DEL BINOMIO DE PERFORACION Y VOLADURA

Si se analizan los costes de perforación, cuyo método de cálculo se ha expuesto en los primeros capí-

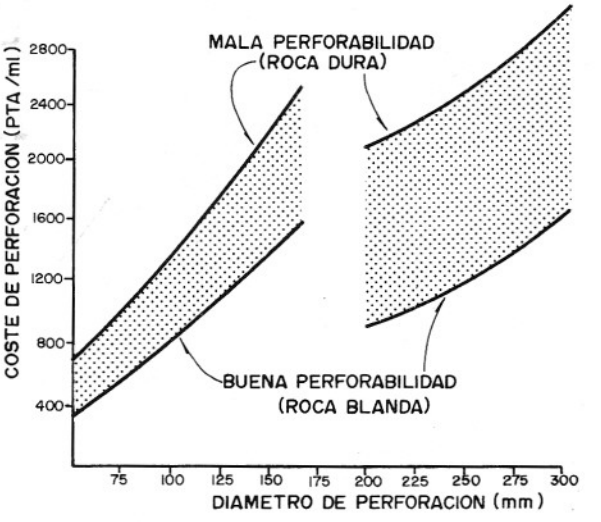


Figura 32.2. *Costes de perforación por metro de barreno.*

tulos del manual, y se refieren al metro lineal de barreno, se observa que, tanto para los equipos rotopercutivos como para los rotativos, dicho coste es proporcional al diámetro de los taladros, Fig. 32.2, aunque para el último sistema el gradiente de crecimiento no es tan acusado.

Al tener en cuenta el rendimiento de arranque de la voladura, también conocido por perforación específica, los costes de perforación por metro cúbico de roca evolucionan según las curvas de la Fig. 32.3. En este caso aparecen cuatro curvas, que corresponden a las combinaciones respectivas de la facilidad de perforación y voladura de las rocas.

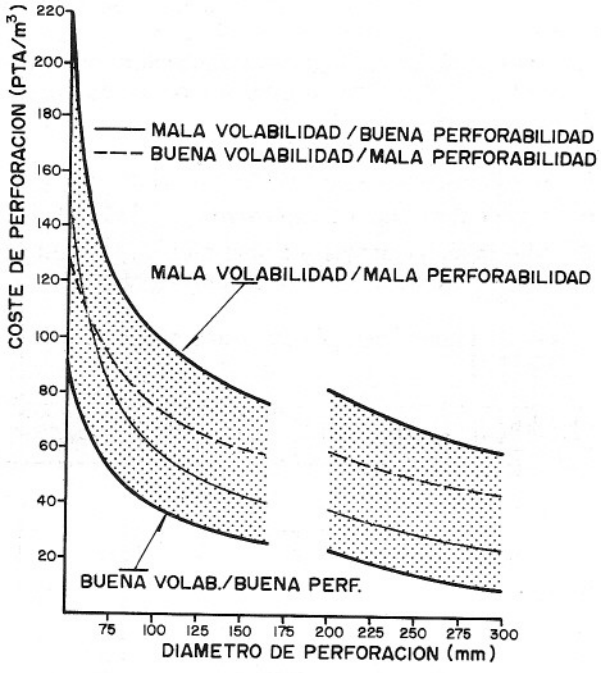


Figura 32.3. *Costes de perforación por m³ de roca volada.*

La discontinuidad de las curvas es debida al salto de la perforación con martillo en fondo a la perforación rotativa.

Como puede observarse, los costes disminuyen de forma apreciable al aumentar el diámetro de los barrenos con el salto ya comentado. No debe olvidarse que al perforar con triconos la vida de los cojinetes depende del tamaño de éstos, y que entonces al aumentar el diámetro pueden transmitirse mayores empujes, sin afectar a la duración de los triconos, incrementando las productividades y rendimientos de perforación.

En cuanto a los costes de voladura, éstos incluyen los siguientes conceptos:

— Explosivos, de las cargas de fondo y columna.
— Multiplicadores.
— Cordón detonante.
— Detonadores eléctricos.
— Otros accesorios: explosor, conectadores, línea de tiro, comprobador de línea, etc.
— Mano de obra.

Además, es preciso considerar un coste adicional debido a la fragmentación secundaria de los bolos o bloques de roca con un tamaño no admisible para los equipos de carga, transporte y trituración. Para que una operación de arranque se considere aceptable, el volumen de taqueo debe mantenerse por debajo del 5% del volumen total arrancado en la voladura primaria.

La variación de los costes de voladura al aumentar el diámetro de los barrenos es distinta a los de perforación, pues parte de las ventajas que aparecen quedan compensadas con algunos inconvenientes que se citan a continuación.

Las ventajas principales son:

— Aumenta la velocidad de detonación de los explosivos, y por consiguiente la Energía de Tensión desarrollada por éstos.
— Facilita el empleo de explosivos a granel y la mecanización de la carga con el consiguiente ahorro, tanto en el precio de los explosivos como en la cantidad de mano de obra que se requiere. Esta es la ventaja más importante.
— La planificación y el control de las voladuras grandes es más sencillo y completo que en las voladuras pequeñas, fundamentalmente por el número que se precisa de éstas.

Por el contrario, los inconvenientes que aparecen son:

— Los consumos específicos que se necesitan son mayores para una misma granulometría, pues las cargas están peor distribuidas espacialmente en el interior del macizo rocoso, y el control estructural de las rocas cada vez es más importante.

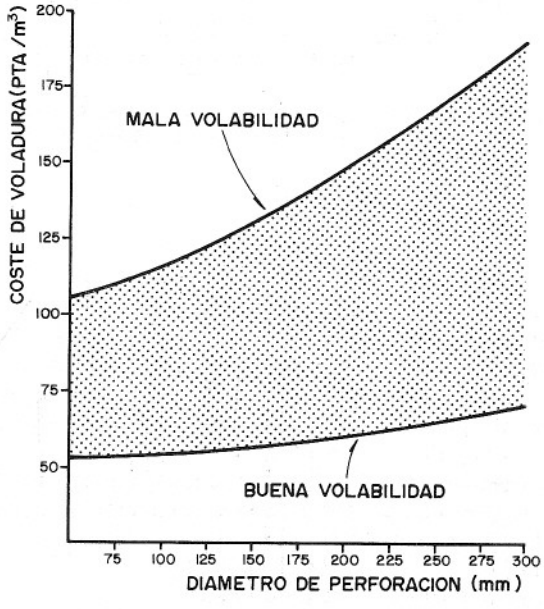


Figura 32.4. *Evolución de los costes de voladura sin incluir perforación.*

— Los sistemas de iniciación y cebado deben ser más fiables y eficientes.
— Limitaciones por el tamaño de los equipos de carga y transporte.
— Niveles de vibraciones y onda aérea más altos.
— Mayor riesgo de proyecciones, por el tamaño de los fragmentos y el alcance de éstos.
— Fracturación del macizo remanente más intensa.
— Aumento de la dilución en las explotaciones mineras.

Combinando todos esos factores los costes de voladura, aproximados, siguen una tendencia como la reflejada en la Fig. 32.4.

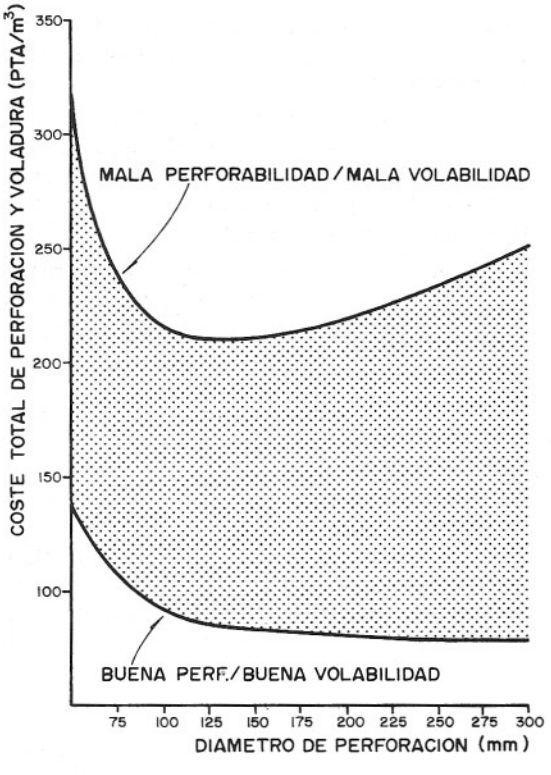


Figura 32.5. *Evolución de los costes totales de perforación y voladura en función del diámetro de perforación.*

Con todo lo expuesto, se ve que el diámetro de perforación que da el coste mínimo de arranque con explosivos no es el mismo en todos los casos. Fig. 32.5. El efecto de economía de escala depende de numerosas variables: propiedades de los macizos rocosos, ritmos de producción, organización de los trabajos, limitaciones del entorno, etc.

En resumen, puede decirse que los grandes diámetros de perforación son interesantes cuando se presentan las siguientes condiciones:

— Grandes ritmos de producción.
— No existe limitación por las dimensiones de los equipos de carga, transporte y trituración.
— No se precisa una conminución posterior del material, e.g. el caso de los estériles en las minas.
— El macizo rocoso es homogéneo o está intensamente fracturado, y no aparecen problemas de repiés ni sobreexcavación.
— No existen problemas de entorno, referentes a vibraciones, onda aérea, etc.

3. MODELO DE OPTIMIZACION DETERMINISTA

La optimización de la fragmentación puede llevarse a cabo aplicando la ingeniería de sistemas a la creación de un modelo global de optimización. A grandes rasgos, los bloques de información de los que partirá dicho modelo son:

A. Características de las rocas y macizos rocosos.
B. Propiedades de los explosivos.
C. Información técnica y económica de los equipos de perforación, carga, transporte y trituración.

Tras el cálculo de los esquemas de perforación y

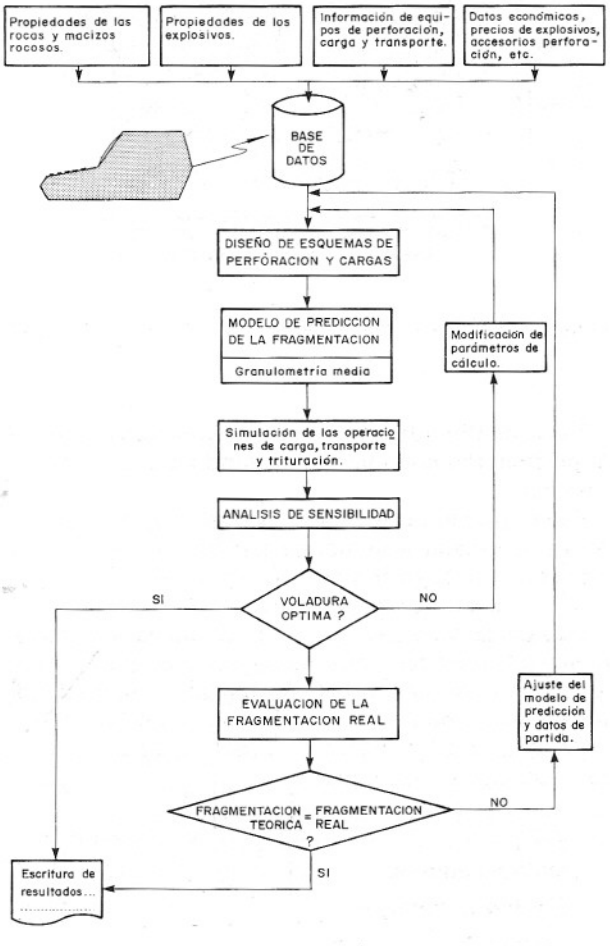


Figura 32.6. *Estructura básica del modelo de optimización de costes.*

carga de los barrenos debe procederse a la predicción de la fragmentación y simulación de las operaciones de carga, transporte y trituración, determinando los rendimientos y costes unitarios de cada una de ellas. A continuación, se efectúa un análisis de sensibilidad con el fin de calcular de forma teórica la fragmentación óptima, evaluándose en la práctica la bondad del sistema, contrastando la granulometría y los rendimientos reales con los previstos en los cálculos. Fig. 32.6.

Seguidamente, se dan los criterios de cálculo para la extrapolación de costes en las operaciones de carga, transporte y trituración. Para ello, se utiliza el «K_{80}» que corresponde a la abertura de malla para la cual pasa el 80% del material.

3.1. Costes de carga

La correlación entre el grado de fragmentación y el rendimiento del equipo de carga es según Nielsen la siguiente:

$$\frac{K_{80}\ (\text{Estándar})}{K_{80}\ (\text{Actual})} = \left[\frac{\text{Rend. } K_{80}\ (\text{Actual})}{\text{Rend. } K_{80}\ (\text{Estándar})}\right]^N$$

Si se elige un valor de «N» alto, el rendimiento del equipo de carga no variará mucho con la fragmentación. También puede emplearse un valor de «N» grande para reflejar una operación con bajo coeficiente de utilización de la máquina de carga como consecuencia de una reducida flota de volquetes.

Los costes de la operación de carga se calculan con una expresión del tipo.

$$C_c = \frac{\text{Gastos Fijos}}{\text{Rend.}} + \frac{\text{Gastos Variables}}{\text{Rend.}} \times$$

$$\times \left[\frac{\text{Rend. Estándar}}{\text{Rend.}}\right]^M$$

De acuerdo con Zeggeren y Chung, los costes de carga responden a una función del tipo.

$$C_c = a_1 \times \left[\frac{K_{80}\ (\text{Actual})}{K_{80}\ (\text{Estándar})}\right]^{0,5}$$

En la práctica, se ha demostrado que la fragmentación tiende a ser óptima cuando la relación entre la capacidad del cazo de la excavadora y el tamaño del bloque está entre 6 y 7.

Otro procedimiento para estimar los costes de carga consiste en calcular la producción que puede dar el equipo a partir de la capacidad de cazo del mismo y el tiempo invertido en cada ciclo de carga y descarga. El factor de llenado del cazo se determina en función del denominado tamaño relativo «RS», definido por Adler (1986):

$$RS = \frac{AS}{C_{cr}}$$

donde:

AS = Tamaño del bloque absoluto
Muy pequeño < 5 cm
Mediano 5 cm - 30 cm
Muy grande 90 cm - 300 cm.

C_{cr} = Dimensión crítica del cazo del equipo de excavación, relacionada con cualquiera de los lados de la cuchara aproximadamente cúbica.

Los factores de llenado que corresponden a cada tamaño relativo se indican en la Tabla 32.1.

TABLA 32.1

ROCA FRACTURADA O FRAGMENTADA		FACTOR DE LLENADO
DESCRIPCION	TAMAÑO RS	
Muy bien volada, suelos	≤ 1/8	0,8 - 1,0
Bien volada	1/4 - 1/8	0,7 - 0,9
Bloques gruesos de roca prevolada	1/4 - 1/2	0,5 - 0,8
Roca mal volada o fragmentada	≥ 1/2	0,4 - 0,6

3.2. Costes de transporte

Conforme el tamaño de los bloques aumenta, la carga de los volquetes se hace más difícil afectando no sólo al grado de llenado de la caja de la unidad de transporte sino incluso a los tiempos de espera, maniobras y vertidos. La variación del coste de transporte con la fragmentación puede expresarse con:

$$C_t = a_2 \times \left[\frac{K_{80}\ (\text{Actual})}{K_{80}\ (\text{Estándar})}\right]^{0,5}$$

C. Costes de trituración

Como en esta operación el coste de la energía es muy elevado, la variación de los costes con la fragmentación puede establecerse a partir de:

$$C_{tr} = a_3 + a_4 \times \left[\frac{K_{80}\ (\text{Actual})}{K_{80}\ (\text{Estándar})}\right]^{0,5}$$

Esta relación está basada en la suposición de que el producto de la trituradora primaria no depende de la granulometría de entrada.

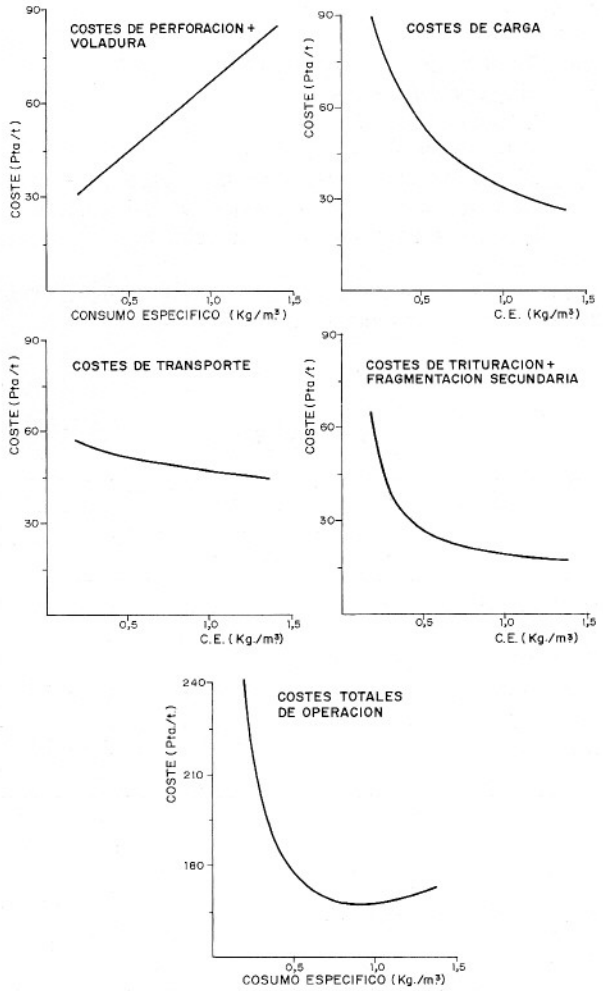


Figura 32.7. *Ejemplo de optimización del arranque con explosivos dentro del ciclo global de explotación.*

4. PREDICCION DE LA FRAGMENTACION

El grado de fragmentación es un término genérico que se utiliza para definir la distribución granulométrica del material volado.

Según el tipo de proyecto que se desarrolle la granulometría deseada de la roca puede ser muy diferente. Por ejemplo, en minas a cielo abierto el estéril no interesa trocearlo demasiado, pero sí el mineral si después se va a triturar y a moler; en canteras de escollera se busca que el mayor porcentaje del volumen de roca corresponda a tamaños muy gruesos, etc.

Sobre la fragmentación influyen un gran número de variables controlables, así como las propias características de los macizos rocosos. La optimización de cualquier operación de arranque con explosivos pasa por el conocimiento previo, aunque sea aproximado, de los tamaños de la roca volada en unas condiciones determinadas.

No existe un método o fórmula de predicción exacta, pero en los últimos años un gran número de investigadores han trabajado en dicho campo llegando a modelos que van desde las simples fórmulas empíricas a complejas simulaciones con ordenador.

A continuación, se exponen algunos de los modelos más utilizados en la actualidad.

4.1. Fórmula de Larsson

La ecuación propuesta por Larsson (1973) para la determinación del K_{50}, o abertura de malla cuadrada por la que pasa el 50% del material volado es:

$$K_{50} = s \times e^{(0{,}58 \times \ln B - 0{,}145 \times \ln (S/B) - 1{,}18 \times \ln (CE/c) - 0{,}82)}$$

donde:

B = Piedra (m).

S/B = Relación Espaciamiento/Piedra.

CE = Consumo específico de explosivo (kg/m^3).

c = Constante de roca. Equivale al consumo específico de explosivo gelatinoso necesario para fragmentar la roca, normalmente varía entre 0,3 y 0,5 kg/m^3.

s = Constante de Volabilidad. Es un factor que tiene en cuenta la heterogeneidad y discontinuidades del macizo rocoso.

Roca muy fisurada y diaclasas muy próximas ..... s = 0,60
Roca diaclasada ..... s = 0,55
Roca normal con algunas grietas ... s = 0,50
Roca relativamente homogénea .... s = 0,45
Roca homogénea ..... s = 0,40

Con los ábacos de las Figs. 32.8, 32.9 y 32.10 puede estimarse además del K_{50}, las curvas granulométricas teóricas del material volado, a partir de un diseño de voladura, o proceder a la inversa determinando dicho diseño partiendo de una fragmentación deseada.

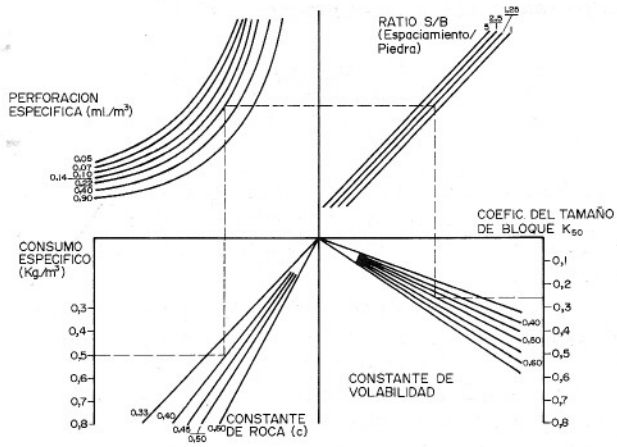


Figura 32.8. *Nomograma para la determinación del tamaño de bloque.*

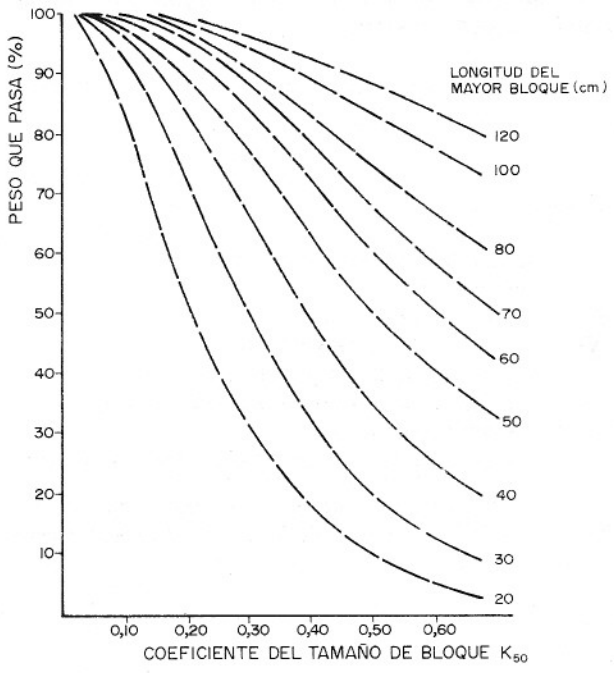


Figura 32.9. *Curvas granulométricas teóricas del material volado para diferentes valores de «K_{50}».*

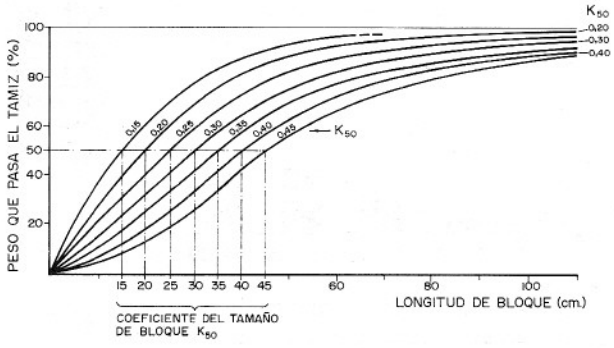


Figura 32.10. *Determinación del Coeficiente del Tamaño de Bloque «K_{50}» del material fragmentado.*

4.2. Fórmula de la SVEDEFO (SWEDISH DETONIC RESEARCH FOUNDATION)

La fórmula original de Larsson no tiene en cuenta el efecto de la altura de banco y la longitud de retacado, pero la SVEDEFO ha añadido un término de tal manera que la ecuación final es la siguiente:

$$K_{50} = s \times \left[1 + 4{,}67\left(\frac{T}{L}\right)^{2,5}\right] \times$$

$$\times\ e^{0{,}29\ \ln B^2 \sqrt{\frac{S}{1{,}25}} - 1{,}18 \ln\left[\frac{CE}{c}\right] - 0{,}82}$$

las variables nuevas son:

T = Longitud de retacado (m).
L = Profundidad del barreno (m).

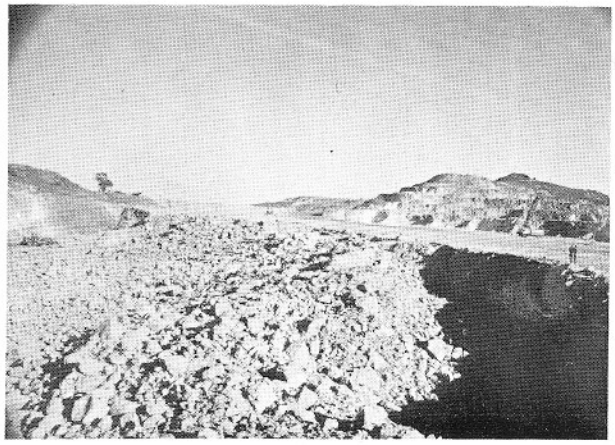


Foto 32.2. *Aspecto general de una voladura en banco de gran tamaño.*

4.3. Modelo KUZ-RAM

Este modelo ha sido desarrollado por Claude Cunninghan (1983), de la AECI de Sudáfrica, a partir de la curva de distribución granulométrica de Rosin-Rammler y la fórmula empírica del tamaño medio de los fragmentos procedentes de voladuras dada por V. M. Kuznetsov.

El desarrollo del modelo es el siguiente:

a) **Fórmula de Kuznetsov**

$$\bar{T}_b = F_r \times \left[\frac{VR_o}{Q}\right]^{0,8} \times Q^{1/6}$$

donde:

$\bar{T}_b$ = Tamaño medio de los fragmentos de voladuras (cm).

F_r = Factor de roca.

Rocas muy blandas	F_r = 3 (f = 3 a 5)
Rocas blandas	F_r = 5 (f = 5 a 8)
Rocas medias	F_r = 7 (f = 8 a 10)
Rocas duras, fisuradas	F_r = 10 (10 a 14)
Rocas duras, homogéneas	F_r = 13 (12 a 16)

(f = Factor de Protodyakonov).

VR_o = Volumen de roca fragmentada por barreno (m^3).

Q = Cantidad de TNT equivalente a la carga de explosivo por barreno (kg).

Q_b = Carga de explosivo dentro del barreno (kg).

PRP = Potencia Relativa en Peso de este explosivo. (ANFO = 100, TNT = 115)

$$Q_b \times PRP = Q \times 115$$

$$Q = \frac{Q_b \times PRP}{115}$$

La fórmula de Kuznetsov se convierte en:

$$\bar{T}_b = F_r \times \left[\frac{VR_o}{Q_b}\right]^{0,8} \times Q_b^{1/6} \times \left[\frac{PRP}{115}\right]^{-19/30}$$

ó bien

$$\bar{T}_b = F_r \times CE^{-0,8} \times Q_b^{1/6} \times \left[\frac{115}{PRP}\right]^{19/30}$$

siendo:

CE = Consumo específico de explosivo (kg/m^3).

b) **Ecuación de Rosín-Rammler**

$$PC = e^{-(T_b/T_{bc})^u}$$

donde:

PC = Proporción de material retenido para una abertura de malla «T_b».

T_b = Abertura de malla.

T_{bc} = Tamaño característico.

u = Indice de uniformidad.

Como la fórmula de Kuznetsov da el valor medio de «T_b», entonces PC = 0,5, por lo que:

$$0,5 = e^{-(T_b/T_{bc})^u}$$

de donde:

$$T_{bc} = \frac{T_b}{(0,693)^{1/u}}$$

c) **Influencia del diseño de la voladura sobre «u»**

El valor de «u» determina la forma de la curva granulométrica, y varía comúnmente entre 0,8 y 2,2. Un valor alto indica una fragmentación uniforme, mientras que los valores pequeños reflejan cantidades importantes tanto de finos como de tamaños gruesos.

La influencia que tienen las diferentes variables de diseño de las voladuras sobre el valor de «u» se recoge en la Tabla 32.2.

TABLA 32.2

VARIABLE DE DISEÑO	«u» AUMENTA SI LA VARIABLE
B/D	Disminuye
L/H	Aumenta
S/B	Aumenta
Esquema al Tresbolillo	Aumenta
Precisión de la perforación	Aumenta

El algoritmo de cálculo de «u», según Cunninghan (1987), es el siguiente:

$$u = [2,2 - 14B/D] \times [((1 + S/B)/2)^{0,5}] \times [1 - E_p/B] \times \times [|l_f - l_c|/l + 0,1]^{0,1} \times \frac{l}{H}$$

donde:

D = Diámetro del barreno (mm).
B = Piedra (m).
S = Espaciamiento (m).
l = Longitud total de carga (m).
l_f = Longitud de la carga de fondo (m).
l_c = Longitud de la carga de columna (m).
H = Altura de banco (m).
E_p = Desviación típica del error de perforación (m).

Si las voladuras se diseñan con un esquema al Tresbolillo el valor de «u» calculado debe incrementarse en un 10%.

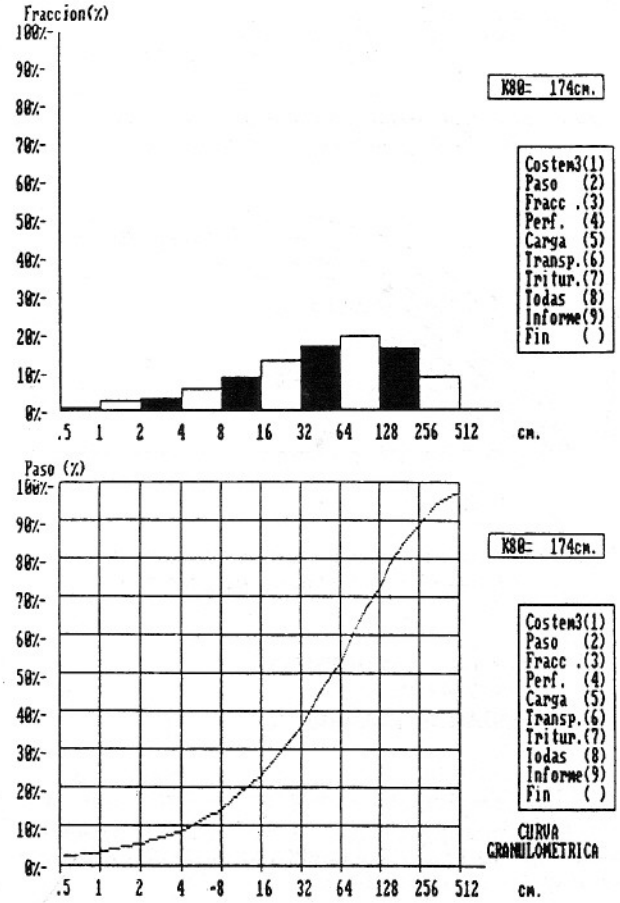


Figura 32.11. *Predicción de la granulometría y determinación del k_{80} de la roca volada, mediante el programa KUZ-RAM.*

d) **Limitaciones del Modelo Kuz-Ram**

Las precauciones que deben tomarse con el modelo expuesto son:

— La relación S/B está aplicada al esquema de perforación y no a la secuencia de encendido. No debe exceder de 2.

— La secuencia de encendido y los tiempos de retardo deben ser tales que proporcionen una buena fragmentación, sin producir cortes o fallos.

— El explosivo debe desarrollar una energía próxima a la potencia relativa en peso calculada.

— La fracturación y homogeneidad del macizo requiere un estudio cuidadoso, especialmente, cuando el espaciamiento entre discontinuidades es más pequeño que la distancia entre barrenos.

4.4. Fórmula de DINIS DA GAMA (1970)

Considera que la voladura es un proceso de conminución en el que el material fragmentado sigue la ley de distribución siguiente:

$$PC = a \times W^b \times \left[\frac{T_b}{B}\right]^c$$

donde:

PC = Porcentaje acumulado de material menor que la fracción de tamaño T_b.

W = Energía necesaria para la fragmentación de la roca (kWh/t).

$$W = 10 \times \frac{W_i}{\sqrt{K_{80}}}$$

W_i = Indice de Bond de la roca.

K_{80} = Tamaño para el cual pasa el 80% del material.

B = Dimensión de la piedra en el esquema de voladura.

a, b y c = Constantes que dependen de las características de las rocas y del explosivo.

Los valores de las constantes se obtienen resolviendo un sistema de tres ecuaciones con tres incógnitas planteado a partir de los datos de la curva granulométrica de una muestra representativa de material volado.

4.5. Abaco de Gustafsson

En esta materia, Gustafsson aporta un ábaco válido para pequeños diámetros de perforación con el que puede estimarse el tamaño medio de los fragmentos a partir del consumo específico de explosivo y dimensión de la piedra, Fig. 32.12.

4.6. Modelo informatizado bidimensional

El grupo ICI desde hace varios años está empleando para predecir la fragmentación un programa de ordenador, incluido dentro del sistema SABREX (Scientific Approach to Breaking Rock with Explosives).

El método se basa en crear un modelo en el que se representa la geometría de los barrenos y las grietas radiales generadas alrededor de cada uno de ellos

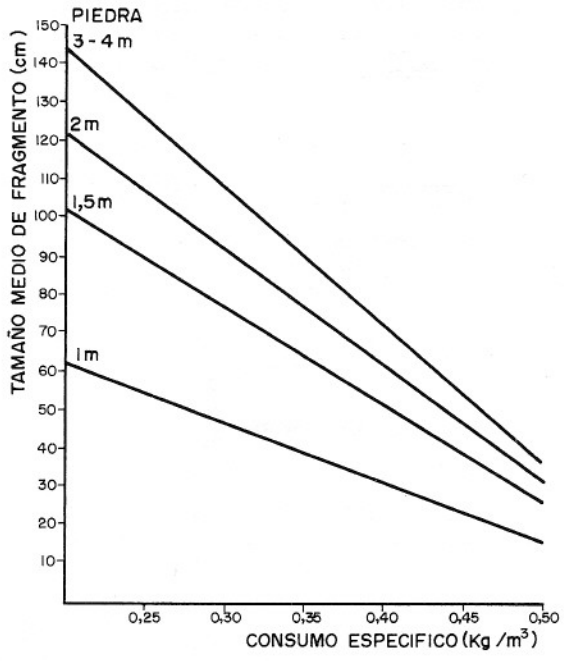


Figura 32.12. *Tamaños medios de fragmentos en función de la piedra y el consumo específico de explosivo.*

sobre un plano horizontal que intersecta perpendicularmente a las columnas de explosivo.

El algoritmo empleado para calcular el número de grietas radiales alrededor de cada carga y a una determinada distancia de éstas es el de Harries (1973):

$$N_o = \frac{\sigma_b}{RT'}$$

donde:

N_o = Número de grietas alrededor de la carga.

σ_b = Tensión en la pared del barreno.

RT' = Resistencia dinámica a tracción de la roca.

A una distancia «DS» del eje del barreno, el número de grietas será «N»:

$$N = \frac{N_o}{DS/b} \times e^{-\alpha \frac{DS}{b}}$$

siendo:

b = Radio del barreno.

α = Coeficiente de absorción, que varía normalmente entre 0,002 y 0,008.

Los parámetros geomecánicos de la roca que se utilizan en la modelización son:

— Densidad
— Módulo de Young
— Módulo de Poisson
— Resistencia a la compresión
— Resistencia a tracción
— Porosidad.

El dato básico del explosivo es la tensión inducida en la pared del barreno que es función de la densidad del explosivo, velocidad de detonación y acoplamiento de la carga.

La orientación de las grietas se realiza de forma aleatoria en cada barreno y la propagación de las mismas por la acción de apertura producida por los gases se supone que cesa cuando alcanzan un frente libre o superan una longitud máxima a la dimensión de la piedra.

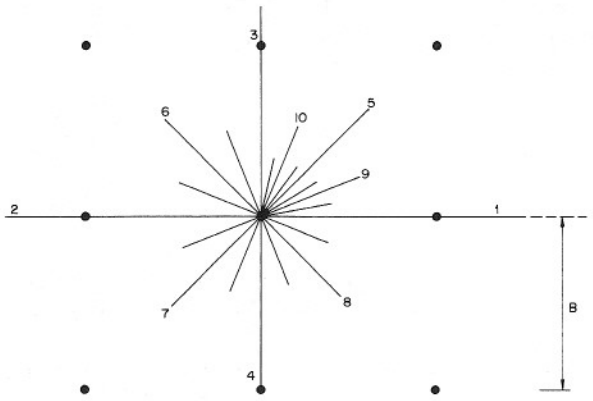


Figura 32.13. *Esquema de grietas producidas por una carga de explosivo en una roca homogénea con un esquema cuadrado «B = S».*

En voladuras múltiples secuenciadas, la propagación de las grietas en barrenos adyacentes se paraliza en el momento en que intersectan las rectas que definen las grietas. Con ello, puede estudiarse el efecto que tiene un mismo esquema de voladura con distintas secuencias de encendido.

Después de haber generado las rosas de agrietamiento en cada barreno, se procede a la evaluación de la fragmentación efectuando una simulación mediante el método de Monte Carlo, que consiste en ir tomando aleatoriamente distintos puntos sobre el plano de estudio. Desde cada uno de esos puntos se determina el tamaño del bloque en el que se encuentra, que está conformado por las grietas radiales, tal como se refleja en la Fig. 32.14.

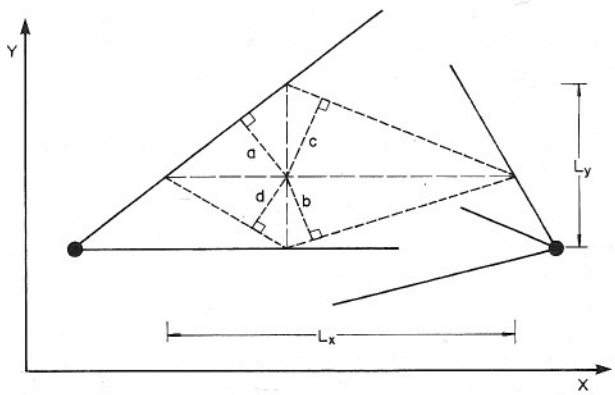


Figura 32.14. *Determinación del tamaño del bloque.*

Repitiendo este proceso durante un determinado número de veces puede llegarse a determinar la curva de distribución granulométrica de los fragmentos.

Algunas aplicaciones interesantes de este modelo de simulación de la fragmentación se basan en los siguientes estudios:

- Efectos de distintos explosivos para un mismo esquema de perforación.
- Influencia de la secuencia de encendido sobre la fragmentación.
- Incidencia de los errores de emboquille en los barrenos.
- Repercusión de los barrenos fallidos.
- Influencia de variación de los esquemas manteniendo la carga de los barrenos.
- Efecto de la estructura del macizo rocoso en los resultados de la voladura.

En esta última aplicación el proceso se inicia con una modelización de las discontinuidades del macizo rocoso, tal como se ve en la Fig. 32.15.

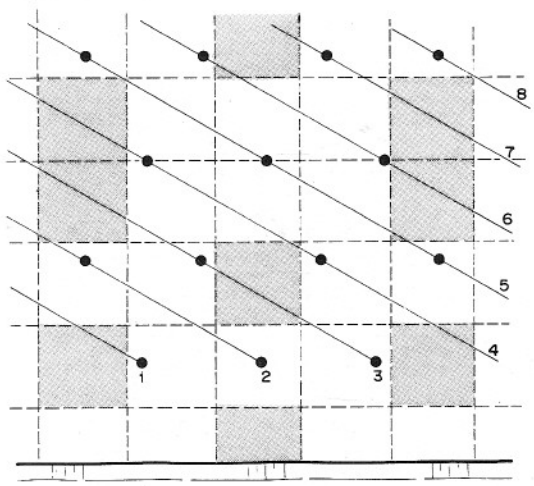


Figura 32.15. *Modelización de las discontinuidades en el macizo rocoso.*

Si el esquema de perforación es amplio con respecto al espaciamiento de las discontinuidades naturales, la granulometría del escombro se verá muy afectada por la presencia de grandes bloques que han sido conformados previamente por dichas discontinuidades. La influencia de estos planos de rotura de la roca puede evaluarse considerando distintos tipos de relleno de las juntas y por consiguiente diferentes coeficientes de amortiguación de las ondas de tensión al atravesar dichos planos.

En la Fig. 32.16 puede verse un ejemplo de la modelización para un esquema y secuencia de encendido determinados.

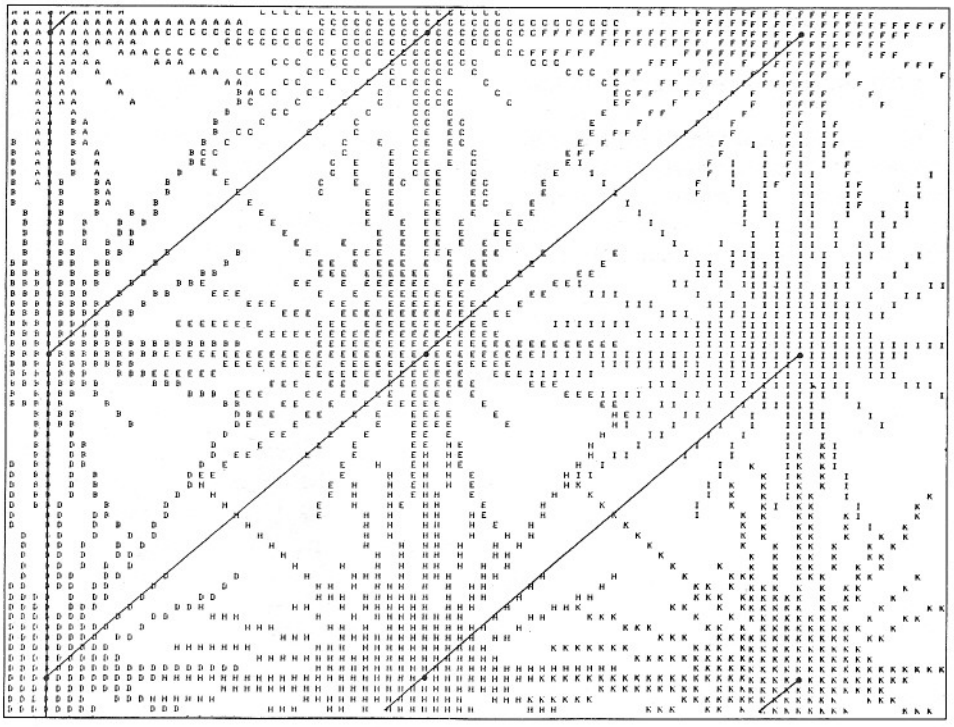


Figura 32.16. *Representación gráfica de las grietas originadas alrededor de cada barreno para un esquema y secuencia de encendido determinados.*

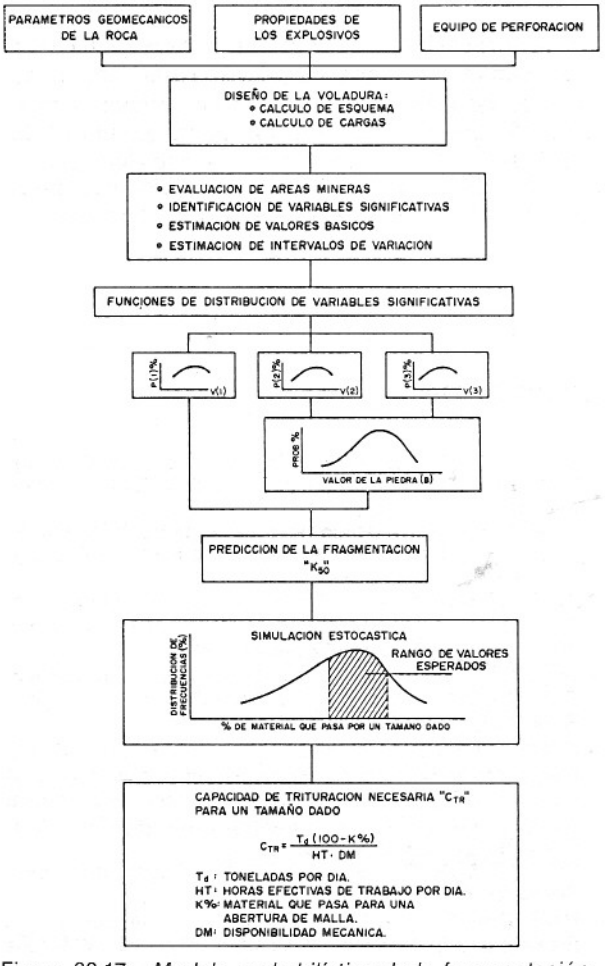


Figura 32.17. *Modelo probabilístico de la fragmentación para la selección de la trituradora primaria.*

5. MODELO DE OPTIMIZACION PROBABILISTICO

El modelo comentado anteriormente parte del supuesto de que todas las variables que intervienen en el cálculo de la piedra y predicción de la fragmentación son consideradas conocidas o con los valores más probables.

Pero tales parámetros, en la mayoría de los casos, están sometidos a algunas incertidumbres, y es preciso estar en condiciones de evaluar el efecto de las mismas sobre los cálculos y estimaciones indicadas. Esto se lleva a cabo mediante un método de análisis probabilístico o de riesgo aplicado al modelo de fragmentación.

El análisis de riesgo combina la variabilidad de todos los parámetros significativos que intervienen, con el fin de obtener la probabilidad de los valores estimados y por consiguiente el riesgo relativo de no alcanzar algunos de los valores previstos.

A grandes rasgos, estos modelos parten de la identificación de las variables más significativas, la asignación de una distribución de probabilidades a cada una de ellas, y la simulación estocástica por ordenador de un gran número de casos, tomando aleatoriamente de cada una de las distribuciones un valor para obtener al final la función de probabilidades de la fragmentación o de cualquier otro parámetro de diseño. Para hacer esto suele aplicarse la técnica de simulación de Monte Carlo. En la Fig. 32.17 se presenta el organigrama del modelo probabilístico de fragmentación por voladuras que sirve para la selección de la trituradora primaria.

6. NUEVO METODO DE OPTIMIZACION

Uno de los procedimientos más interesantes aplicados a la optimización de costes consiste en la estimación previa de la distribución del tamaño de los bloques del macizo rocoso compartimentado antes de las voladuras, especialmente mediante su dimensión máxima T_b. Como siempre debe ser definido el tamaño máximo deseado T_d, el proyecto de voladuras consistirá en obtener un tamaño de bloque T_a, después del disparo, que se aproxime al valor deseado. El esquema lógico de planteamiento del proyecto es el indicado en la Fig. 32.18.

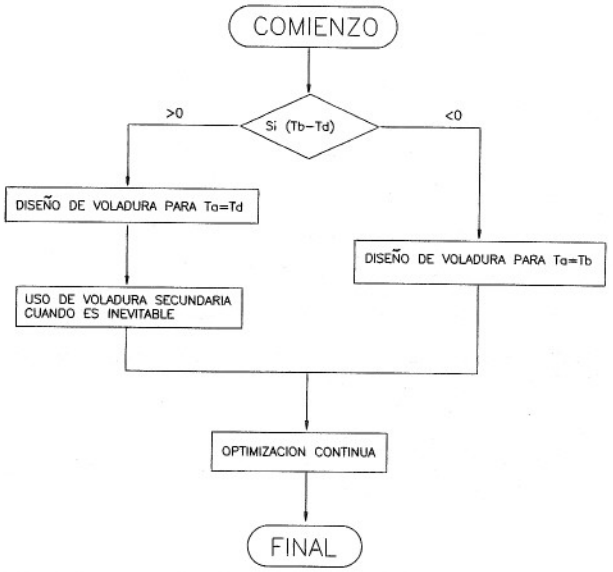


Figura 32.18. *Criterios del proyecto de voladuras basados en los tamaños máximos de bloques antes del disparo T_b, después T_a y deseado T_d.*

Dinis da Gama y López-Jimeno (1993) han demostrado que existe una correlación entre el grado de fragmentación D_f de una voladura (definido a partir del cociente entre T_a y T_b) y la energía E_r del explosivo liberada por unidad de volumen de roca. Tal correlación se expresa como:

$$E_r \cdot D_f^{0,5} = \text{Constante}$$

dónde:

$$D_f = T_a / T_b.$$

Cómo la magnitud de T_b depende de la densidad de fracturación del macizo sometido a la voladura, habrá que conocer previamente T_a (generalmente igual a T_d) para definir la cantidad de explosivo necesaria para alcanzar tal fragmentación. La Fig. 32.19 ilustra la referida correlación, mostrando lo que ocurre para un macizo muy fracturado (**Caso 1**) y macizo poco fracturado (**Caso 2**). Las correspondientes energías liberadas $E_{r1}<E_{r2}$ serán calculadas en los dos casos para alcanzar el mismo tamaño de bloques resultantes T_a.

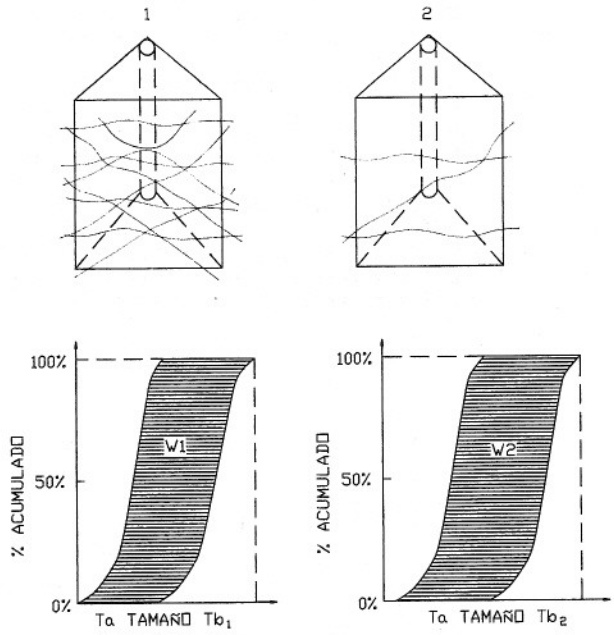


Figura 32.19. *Variación del consumo de energía del explosivo con la fracturación del macizo para obtener una misma dimensión de los bloques fragmentados.*

En cada situación real habrá que proceder a estudios geoestructurales detallados para efectuar proyectos racionales de voladuras, con el fin de obtener la fragmentación óptima deseada. La identificación de la variabilidad de las propiedades de los macizos rocosos, se comprende así que es una de las tareas más desafiantes e interesantes de actividad de los ingenieros.

BIBLIOGRAFIA

— BORQUEZ, G. V.: «Estimating Drilling and Blasting Cost - An Analysis and Prediction Model». E/MJ, january 1981.
«Use of a Risk Analysis Model to Evaluate Rock Fragmentation by Blasting and to Determine the Size of a Primary Crusher». SME, september 1986.

— CUNNINGHAM, C.: «The Kuz-Ram Model for Production of Fragmentation from Blasting». First Symp. on Rock Fragmentation by Blasting, Lülea, 1983.

— DINIS DA GAMA, C.: «The Size of the Largest Fragment in Rock Blasting». Proceedings of the 3rd Congress Int. Soc. Rock Mechanics, Denver, 1974.

— DINIS DA GAMA, C. y LOPEZ JIMENO, C.: «Rock Fragmentation Control for Blasting Cost Minimization and Enviromental Impact Abatement». The Fourth International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting. FRAGBLAST-4. Austria.1993.

— GUSTAFSSON, R.: «Swedish Blasting Technique». SPI, Gothenburg, 1973.

— HARRIES, G., and MERCER, J. K.: «The Science of Blasting and its to Minimise Costs». The AUS. IMM, june 1975.

— HJELMBERG, H.: «Some Ideas on How to Improve

Calculations of the Fragment Size Distribution in Bench Blasting». Nitro Nobel AB, 1983.
— KUZNETZOV, V. M.: «The Mean Diameter of the Fragments Formed by Blasting of Rock». Soviet Mining Science, 1973.
— LOPEZ JIMENO, E.: Implantación de un Método de Cálculo y Diseño de Voladuras en Banco». E.T.S. de Ingenieros de Minas de Madrid. Tesis doctoral, 1986.
— LOPEZ JIMENO, C. y FERNANDEZ, L.: «Optimización de los Costes Mineros a través del Control de las Voladuras. Programa OPTIVOL». Canteras y Explotaciones. Diciembre, 1989.
— LOPEZ JIMENO, C. y FERNANDEZ, L.: «La Predicción de la Fragmentación en Voladuras. El Modelo KUZ-RAM y sus Aplicaciones». Canteras y Explotaciones. Mayo, 1989.
— LOWNDS, C. M.: «Computer Modelling of Fragmentation from an Array of Shotholes». First Symp. on Rock Fragmentation by Blasting. Lülea, 1983.
— LUNDBORG, N.: «Computer Program for Charge Calculations by Bench Blasting». Swedish Detonic Research Foundation.
— LUNDQUIST, R. G. and KONYA, C. J.: «A Comparasion of Efficiency of Mechanical and Explosive Comminution». 24 th U.S. Symp. on Rock Mechamics, june 1983.
— NIELSEN, K.: «Sensitivity Analysis for Optimum Open Pit Blasting», SEE, 1985.
— VAN ZEGGEREN, F., and CHUNG, S. M.: «A Model for Prediction of Fragmentation, Patterns and Costs in Rock Blasting», CIL, 1975.

Capítulo 33

LAS VIBRACIONES TERRESTRES, LA ONDA AEREA Y SU CONTROL

1. INTRODUCCION

Las alteraciones principales que originan las voladuras son: vibraciones, onda aérea y proyecciones de roca, Fig. 33.1. Todas ellas pueden, en algunas circunstancias, originar daños en las estructuras próximas y, además, ser causa de conflictos permanentes con los habitantes próximos a las explotaciones. También es frecuente la formación de polvo cuyo control es difícil.

Para solventar estos problemas es preciso una mayor cualificación de los responsables de las voladuras con el fin de reducir los niveles de las pertubaciones a un coste razonable; además, es recomendable, e incluso necesaria, una labor de información y de relaciones públicas por parte de la dirección de las explotaciones, que, en algunos casos, puede llegar a ser más eficaz que la realización de estudios por parte de especialistas en la materia.

En este capítulo se analiza la teoría de generación y propagación de las vibraciones y onda aérea producidas por las voladuras, la metodología de estudio, los criterios de daños aplicables y los parámetros de diseño que debe considerar el técnico para controlar esas alteraciones ambientales.

Foto 33.1. *Alteraciones producidas por las voladuras, vibraciones, onda aérea, proyecciones y polvo.*

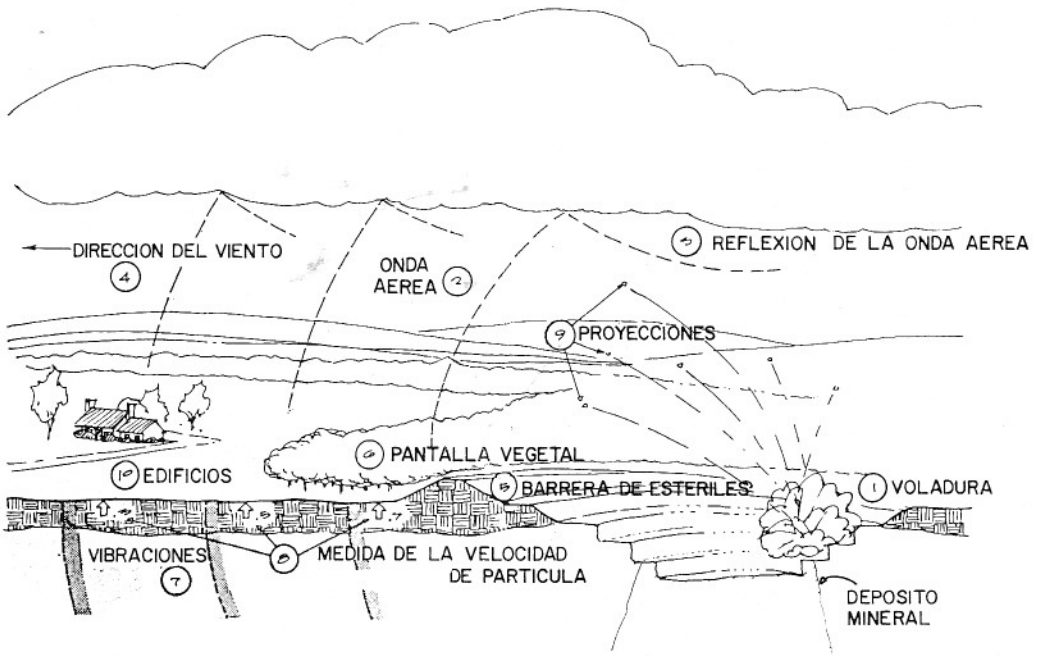


Figura 33.1. *Perturbaciones originadas por las voladuras de rocas.*

2. VARIABLES QUE AFECTAN A LAS CARACTERISTICAS DE LAS VIBRACIONES

Las variables que afectan a las características de las vibraciones son, prácticamente, las mismas que influyen sobre los resultados de las voladuras, clasificándose en dos grupos, según que sean controlables o no controlables por los usuarios de explosivos.

En los epígrafes siguientes se analiza la influencia de las variables principales sobre las vibraciones.

2.1. Geología local y características de las rocas

La geología local del entorno y las características geomecánicas de las rocas tienen una influencia grande sobre las vibraciones.

En los macizos rocosos homogéneos y masivos las vibraciones se propagan en todas las direcciones, pero en estructuras geológicas complejas, la propagación de las ondas puede variar con la dirección y por consiguiente presentar diferentes índices de atenuación o leyes de propagación.

La presencia de suelos de recubrimiento sobre substratos rocosos afecta, generalmente, a la intensidad y frecuencia de las vibraciones. Los suelos tienen unos módulos de elasticidad inferiores a los de las rocas y, por ello, las velocidades de propagación de las ondas disminuyen en esos materiales. La frecuencia de vibración «f» disminuye también, pero el desplazamiento «A» aumenta significativamente conforme los espesores de recubrimiento son mayores.

La magnitud de las vibraciones a grandes distancias decrece rápidamente si existe material de recubrimiento, pues una gran parte de la energía se consume en vencer las fricciones entre partículas y en los grandes desplazamientos de éstas.

En puntos próximos a las pegas las características de las vibraciones están afectadas por los factores de diseño de las voladuras y la geometría de las mismas. Para distancias grandes al lugar de excavación, los factores de diseño son menos críticos y pasan a dominar en las características de las ondas los medios rocosos de transmisión y los suelos de recubrimiento.

Los materiales superficiales modifican los trenes de ondas haciendo que éstos tengan mayor duración y menores frecuencias, aumentando así la respuesta y el daño potencial a estructuras próximas.

De un estudio llevado a cabo por Stagg y Dowding (1980) se deduce que las frecuencias de las vibraciones en minas de carbón son menores que las generadas en voladuras de canteras y obras de construcción, Fig. 33.2, lo cual se justifica por la gran longitud de las columnas de explosivo, la complejidad de las estructuras geológicas y la presencia de suelos de recubrimiento.

Una cantidad apreciable de la energía transportada por las vibraciones en minas de carbón tiene una frecuencia inferior a 10 Hz que inducen grandes desplazamientos del terreno y altos niveles de tensión, llegando a producir daños importantes en estructuras con frecuencias de resonancia entre 4 y 12 Hz.

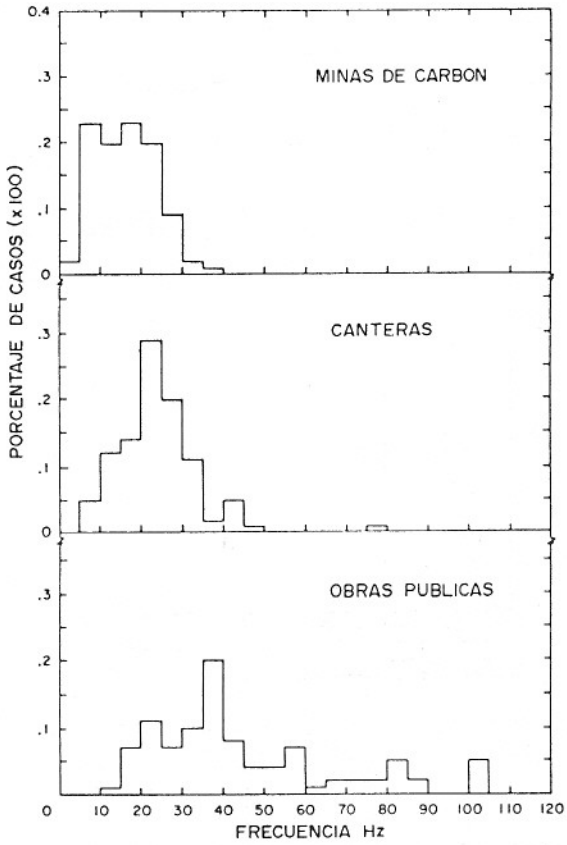


Figura 33.2. *Frecuencias dominantes en operaciones de arranque con voladuras (Dowding et al., 1980).*

En otro estudio estadístico sobre más de 2.700 registros efectuados por la Nobel's Explosive Company Limited se observa también que el 90% de las voladuras en minas de carbón producen frecuencias inferiores a 20 Hz. El número de voladuras en canteras que dan lugar a frecuencias entre 4 y 21 Hz es del 80% aproximadamente, Fig. 33.3.

El fenómeno de las bajas frecuencias tiene su manifestación más clara en las voladuras submarinas o de macizos rocosos saturados de agua.

2.2. Peso de la carga operante

La magnitud de las vibraciones terrestres y aéreas en un punto determinado varía según la carga de explosivo que es detonada y la distancia de dicho punto al lugar de la voladura. En voladuras donde se emplea más de un número de detonador, es la mayor carga por retardo la que influye directamente en la intensidad de las vibraciones y no la carga total empleada en la voladura, siempre que el intervalo de retardo sea suficientemente grande para que no existan interferencias constructivas entre las ondas generadas por los distintos grupos de barrenos.

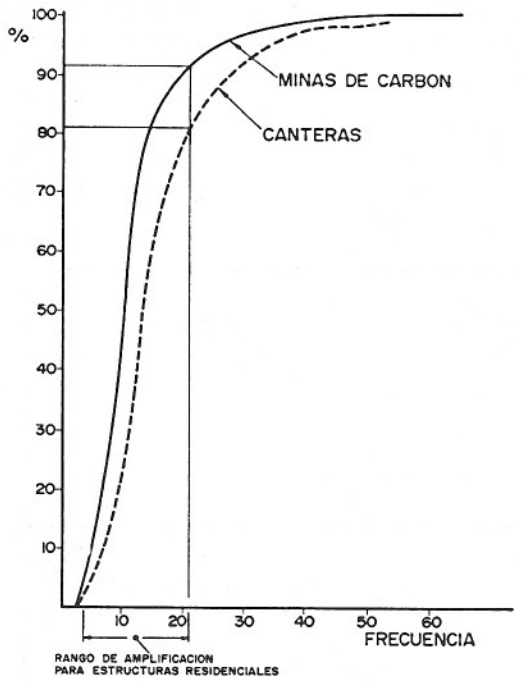


Figura 33.3. *Frecuencias de vibración predominantes en minas de carbón y canteras (Ball, M. J., 1981).*

Cuando en la voladura existen varios barrenos con detonadores que poseen el mismo tiempo de retardo nominal, la carga máxima operante suele ser menor que la total, debido a la dispersión en los tiempos de salida de los detonadores empleados. Por esto, para determinar dicha carga operante, se estima una fracción del número total de cargas iniciadas por detonadores del mismo retardo nominal. Así por ejemplo, para los detonadores fabricados por Nitro Nobel AB, se estiman las siguientes fracciones de cooperación (Persson, 1980) Tabla 33.1.

El peso de la carga operante es el factor individual más importante que afecta a la generación de las vibraciones. La relación que existe entre la intensidad de las vibraciones y la carga es de tipo potencial, y así por ejemplo para la velocidad de partícula se cumple:

$$v \propto Q^a$$

Las investigaciones llevadas a cabo por el U.S. Bureau of Mines indican que el valor de «a» es del orden de 0,8.

2.3. Distancia al punto de la voladura

La distancia a las voladuras tiene, al igual que la carga, una gran importancia sobre la magnitud de las vibraciones. Conforme la distancia aumenta la intensidad de las vibraciones disminuye de acuerdo a una ley del tipo:

$$v \propto \frac{1}{D^b}$$

donde el valor de «b», según el U.S. Bureau of Mines, es del orden de 1,6.

Otro efecto de la distancia es el debido a la atenuación de las componentes de la onda de alta frecuencia, ya que la tierra actúa como un filtro pasa-baja. Así a grandes distancias de las voladuras, las vibraciones del terreno contendrán más energía en el rango de las frecuencias bajas, Fig. 33.4.

2.4. Consumo específico de explosivo

Otro aspecto interesante, y en ocasiones confuso para algunos operadores, es el que se refiere al consumo específico de explosivo.

Frente a problemas de vibraciones, algunos usuarios plantean reducir el consumo específico de las voladuras, pero no hay nada más alejado de la situación de nivel mínimo, pues se han llegado a registrar voladuras en las que bajando el consumo de explosivo un 20% con respecto al óptimo, los niveles de vibración medidos se han multiplicado por 2 y por 3, como consecuencia del gran confinamiento y mala distribución espacial del explosivo que originan una falta de energía para desplazar y esponjar la roca fragmentada.

En la Fig. 33.5 se puede observar la influencia del consumo específico en situaciones extremas y próximas al nivel óptimo de utilización en voladuras en banco.

TABLA 33.1. FRACCIONES COOPERANTES PARA DISTINTOS TIPOS DE DETONADORES

TIPO DE DETONADOR	INTERVALO N.º	INTERVALO DE TIEMPO (ms)	DISPERSION (ms)	FRACCION COOPERANTE EN EL INTERVALO
VA-MS/Nonel	1 - 10	25	5 - 10	1/2
VA-MS/Nonel	11 - 20			1/3
VA-MS/Nonel	24 - 80	100	20 - 50	1/4
VA/MS	1 - 12	500	100 - 200	1/6

Nota: Valores válidos para frecuencias superiores a 20 Hz.

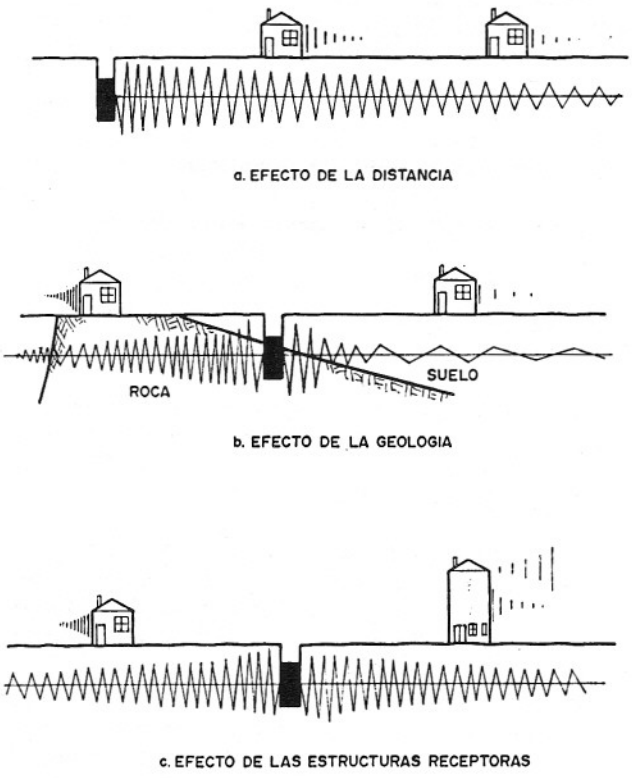


Figura 33.4. *Modificación de las vibraciones al propagarse por terrenos de diferente estructura y características.*

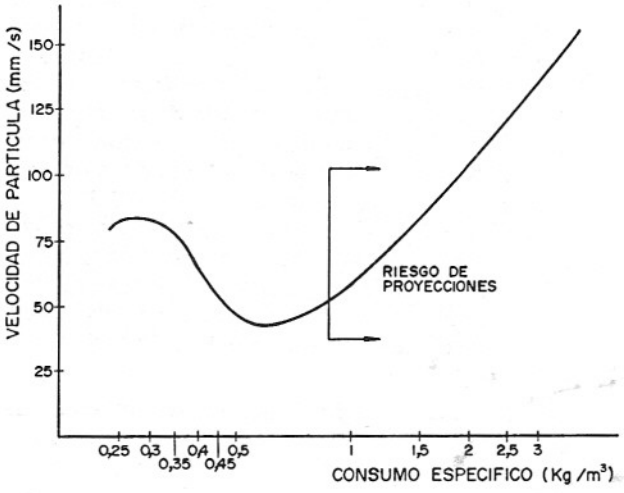


Figura 33.5. *Influencia del consumo específico de explosivo en la intensidad de vibración.*

2.5. Tipos de explosivos

Existe una correspondencia entre las velocidades de partícula y las tensiones inducidas en las rocas, y tal constante de proporcionalidad es la impedancia del medio rocoso.

Así, pues, la primera consecuencia práctica es que aquellos explosivos que generan presiones de barreno más bajas provocarán niveles de vibración inferiores. Estos explosivos son los de baja densidad y baja velocidad de detonación, por ejemplo el ANFO. Si se compara una misma cantidad de ANFO con un hidrogel común, o un hidrogel aluminizado, la intensidad de las vibraciones generadas por el primero es 2 veces y 2,4 veces menor respectivamente. Tal afirmación ha sido corroborada por diversos técnicos como Hagan y Kennedy (1981), Matheu (1984), etc.

En los estudios vibrográficos, si se utilizan explosivos de potencias muy dispares, las cargas deben ser normalizadas a un explosivo patrón de potencia conocida. Normalmente, se elige el ANFO como explosivo de referencia, ya que es el que se consume en mayor cantidad.

2.6. Tiempos de retardo

El intervalo de retardo entre la detonación de barrenos puede referirse al tiempo de retardo nominal o al tiempo de retardo efectivo.

El primero es la diferencia entre los tiempos nominales de iniciación, mientras que el tiempo de retardo efectivo es la diferencia de los tiempos de llegada de los pulsos generados por la detonación de los barrenos disparados con períodos consecutivos. En el caso simple de una fila de barrenos estos parámetros están relacionados por la siguiente expresión:

$$t_e = t_n - \frac{S \times \cos \phi}{VC}$$

donde:

t_e = Tiempo de retardo efectivo.
t_n = Tiempo de retardo nominal.
S = Espaciamiento entre barrenos.
VC = Velocidad de propagación de las ondas sísmicas.
ϕ = Angulo entre la línea de progresión de la voladura y la posición del captador.

La Fig. 33.6 muestra el caso de una fila de barrenos con diferentes posiciones relativas de los captadores.

El ángulo crítico de la posición relativa donde las ondas llegan al mismo tiempo y, por lo tanto, puede producirse una cooperación entre dichas ondas sís-

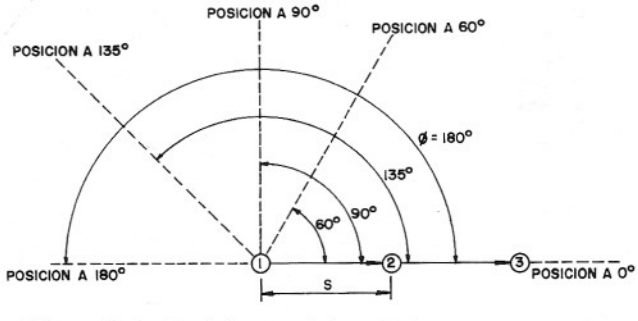


Figura 33.6. *Posiciones relativas de los puntos de registro. (Wiss y Linehan).*

micas, será aquel para el que «$t_e = 0$», y puede determinarse a partir de:

$$\phi_c = \text{arc. cos } \frac{VC \times t_n}{S}$$

En la Fig. 33.7 se representa una voladura múltiple y las direcciones para las que existe una mayor probabilidad de refuerzo o cooperación de las ondas de acuerdo con la salida teórica de los barrenos.

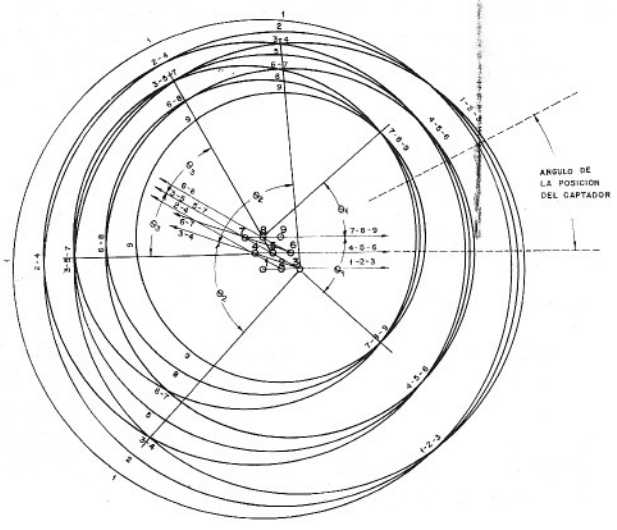


Figura 33.7. *Direcciones preferentes de cooperación de ondas en una voladura múltiple (Wiss y Linehan).*

En lo relativo al tiempo mínimo de retardo para eliminar las interferencias constructivas o con efectos sumatorios, en los primeros estudios realizados por Duvall et al (1963) se proponían intervalos de 8 ms y 9 ms, calculados a partir de los experimentos llevados a cabo en canteras de caliza. Langefors (1963) señala que con intervalos mayores a 3 veces el período de vibración puede suponerse que no existe colaboración entre barrenos adyacentes detonados de forma secuenciada, debido a la amortiguación de las señales. Wiss y Linehan (1978) sugieren un tiempo de retardo nominal entre períodos de retardo sucesivos de 17 ms, para eliminar el efecto sumatorio de las vibraciones. En otro estudio de la Nobel's Explosives Co. de Gran Bretaña sobre voladuras secuenciadas, con tiempos de retardo entre cargas operantes inferiores a los 25 ms se confirma la existencia de interferencias constructivas en el nivel máximo de vibración, Fig. 33.8.

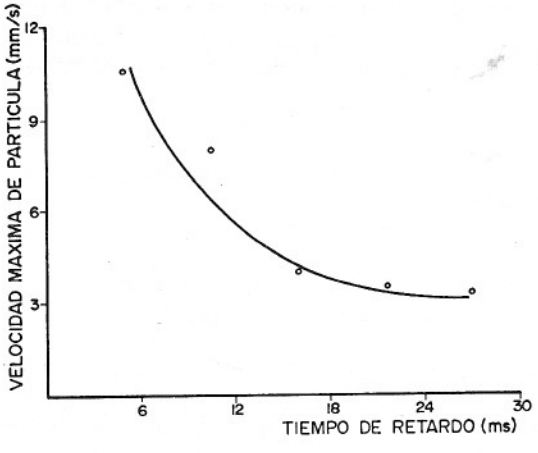


Figura 33.8. *Influencia del intervalo de retardo en el nivel máximo de vibración.*

2.7. Variables geométricas de las voladuras

La mayoría de las variables geométricas de diseño de las voladuras tienen una considerable influencia sobre las vibraciones generadas. Algunos comentarios al respecto son los siguientes:

— **Diámetro de perforación.** El aumento del diámetro de perforación es negativo, pues la cantidad de explosivo por barreno es proporcional al cuadrado del diámetro, resultando unas cargas operantes en ocasiones muy elevadas.

— **Altura de banco.** Debe intentarse mantener una relación «H/B>2» para obtener una buena fragmentación y eliminar los problemas de repiés, al mismo tiempo que se reduce el nivel de las vibraciones por estar las cargas menos confinadas.

— **Piedra y espaciamiento.** Si la piedra es excesiva los gases de la explosión encuentran resistencia para fragmentar y desplazar la roca y parte de la energía del explosivo se transforma en energía sísmica aumentando la intensidad de las vibraciones. Este fenómeno tiene su manifestación más clara en las voladuras de precorte, donde el confinamiento es total y pueden registrarse vibraciones del orden de cinco veces superiores a las de una voladura convencional en banco. Fig, 33.9.
Si la dimensión de la piedra es reducida los gases se escapan y expanden hacia el frente libre a una velocidad muy alta, impulsando a los fragmentos de roca proyectándolos de una forma incontrolada y provocando además un aumento de la onda aérea y el ruido.

En lo relativo al espaciamiento, su influencia es semejante a la del parámetro anterior e incluso su dimensión depende del valor de la piedra.

— **Sobreperforación.** Cuando se utilizan longitudes mayores a las necesarias, cada sección adicional colabora con una cantidad de energía cada vez menor en el cizallamiento y movimiento de la roca en la base, y por lo tanto un porcentaje cada vez mayor de la energía desarrollada por el explosivo se convierte en vibraciones del terreno, generando paralelamente un gasto superfluo en perforación y explosivos, y dejando un piso irregular.

— **Retacado.** Si la longitud de retacado es excesiva, además de presentar problemas de fragmentación, se aumenta el confinamiento, pudiendo dar lugar a mayores niveles de vibración.

— **Inclinación de los barrenos.** Los barrenos inclina-

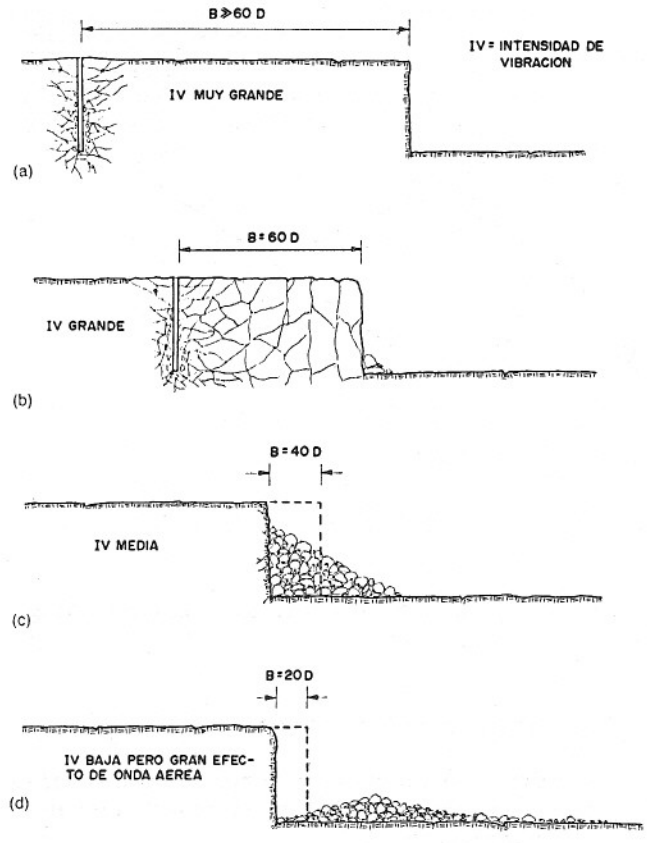


Figura 33.9. *Efectos de una carga explosiva según la dimensión de la piedra.*

dos permiten un mejor aprovechamiento de la energía al nivel del piso, consiguiéndose incluso una reducción de las vibraciones.

— **Desacoplamiento.** Experiencias llevadas a cabo por Melnikov, empleando desacoplamientos del 65 al 75%, demuestran que se mejora la fragmentación y la uniformidad de la granulometría, y que se disminuye el porcentaje de voladura secundaria entre 2 y 10 veces, así como el consumo específico de explosivo y la intensidad de las vibraciones del terreno.

En la Fig. 33.10 debida a Atchison (1970) se ve la influencia del desacoplamiento (relación entre el diámetro de la carga y el diámetro del barreno) sobre la intensidad de las vibraciones.

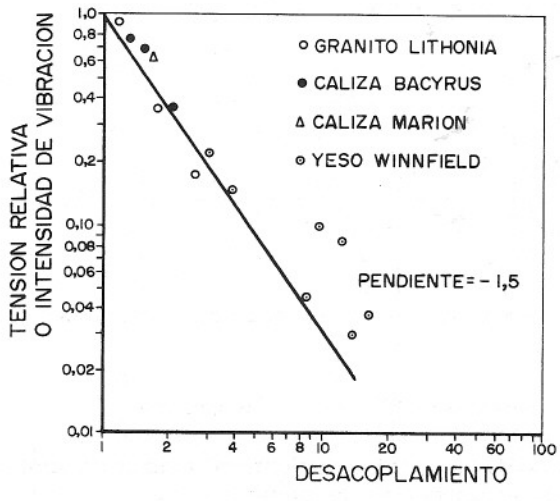


Figura 33.10. *Influencia del desacoplamiento en la intensidad de las vibraciones.*

— **Tamaño de las voladuras.** Las dimensiones de las voladuras están limitadas, por un lado, por las necesidades de producción, y por otro, por las cargas máximas operantes determinadas en los estudios vibrográficos a partir de las leyes de propagación, tipos de estructuras a proteger y parámetros característicos de los fenómenos perturbadores.

3. CARACTERISTICAS DE LAS VIBRACIONES TERRESTRES

En los epígrafes siguientes se analizan algunos aspectos teóricos de la generación y propagación de las vibraciones producidas en las voladuras de rocas, aunque es preciso indicar que se trata de una mera aproximación al problema, pues los fenómenos reales son mucho más complejos debido a la superposición de diferentes tipos de ondas y mecanismos modificadores de éstas.

3.1. Tipos de ondas sísmicas generadas

Las vibraciones generadas en las voladuras se transmiten a través de los materiales como ondas sísmicas cuyo frente se desplaza radialmente a partir del punto de detonación. Las distintas ondas sísmicas se clasifican en dos grupos: «ondas internas» y «ondas superficiales».

El primer tipo de ondas internas son las denominadas «Primarias o de Compresión». Estas ondas se propagan dentro de los materiales, produciendo alternativamente compresiones y rarefacciones y dando lugar a un movimiento de las partículas en la dirección de propagación de las ondas. Son las más rápidas y producen cambios de volumen, pero no de forma, en el material a través del que se propagan.

El segundo tipo lo constituyen las «Ondas Transversales o de Cizallamiento - S» que dan lugar a un movimiento de las partículas perpendicular a la dirección de propagación de la onda.

La velocidad de las ondas transversales está comprendida entre la de las ondas longitudinales y la de las ondas superficiales. Los materiales a causa de estas ondas experimentan cambios de forma pero no de volumen.

Las ondas de tipo superficial que se generan normalmente en las voladuras de rocas son: las Ondas Rayleigh-R y las Ondas Love-Q. Otros tipos de ondas superficiales son las Ondas Canal y las Ondas Stonelly, que carecen de importancia por la poca información que suministran.

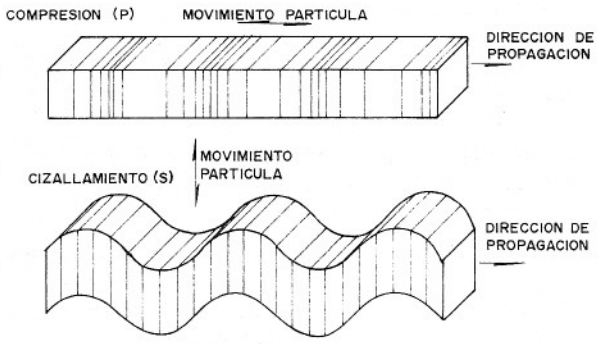


Figura 33.11. *Ondas de Compresión-P y Cizallamiento-S.*

Las Ondas Rayleigh imprimen a las partículas un movimiento según una trayectoria elíptica, con un sentido contrario al de propagación de la onda. Las ondas Love, más rápidas que las Rayleigh, dan lugar a un movimiento de partículas en dirección transversal a la de propagación.

Las velocidades de las ondas «P» y «S» pueden estimarse a partir de las características elásticas de los materiales con las siguientes expresiones:

$$VC_p = \sqrt{\frac{E \times (1 - \nu)}{\rho_r \times (1 - 2\nu) \times (1 + \nu)}}$$

$$VC_S = \sqrt{\frac{E}{2 \times \rho_r \times (1 + \nu)}}$$

donde:

ρ_r = Densidad de la roca.
ν = Coeficiente de Poisson.
E = Módulo de Young.
VC_P y VC_S = Velocidades de propagación de las ondas longitudinales y transversales, respectivamente.

Para un material cuyo coeficiente de Poisson sea de 0,25 puede afirmarse que «VC_P» es 1,73 veces «VC_S», y que la velocidad de las ondas Rayleigh es de «0,9 VC_S».

Como las ondas viajan con diferentes velocidades y el número de retardos en las voladuras puede ser grande, las ondas generadas se superponen unas con otras en el tiempo y en el espacio, por lo que resultan movimientos complejos cuyo análisis requiere la utilización de captadores dispuestos según tres direcciones: radial, vertical y transversal, Fig. 33.12.

En cuanto a la distribución de la energía transportada por los diferentes tipos de ondas, numerosos investigadores como Miller y Pursey (1955), Vorob'ev (1973), etc., afirman que las ondas Rayleigh transportan entre el 70 y el 80% de la energía total.

En el manual de voladuras de Du Pont se dice que este tipo de ondas dominan el movimiento de la superficie del terreno a distancias de las voladuras de varios cientos de metros, y dado que muchas estructuras y edificaciones en el entorno de las explotaciones se encuentran a distancias superiores a los 500 m son las

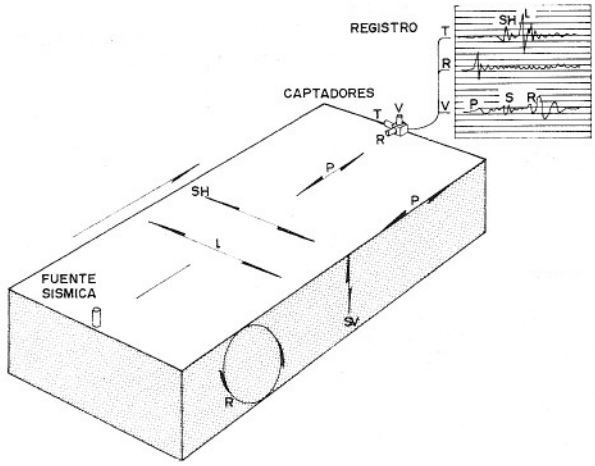


Figura 33.12. *Registro de ondas.*

Ondas Rayleigh las que constituyen un mayor riesgo potencial de daños.

3.2. Parámetros de las ondas

El paso de una onda sísmica por un medio rocoso produce en cada punto de éste un movimiento que se conoce por vibración.

Una simplificación para el estudio de las vibraciones generadas por las voladuras consiste en considerar éstas como ondas de tipo sinusoidal, Fig. 33.13.

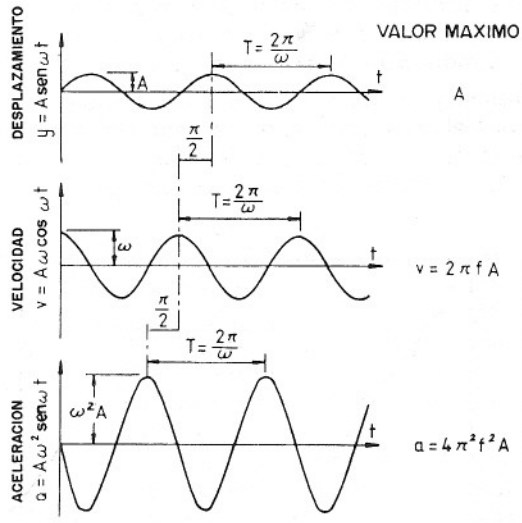


Figura 33.13. *Movimiento ondulatorio sinusoidal.*

Los parámetros básicos de análisis son:

— **Amplitud** (A). Desplazamiento máximo de un punto desde su posición de reposo.
— **Velocidad de partícula** (v). Velocidad a la que se desplaza el punto.

— **Aceleración** (a). Ritmo de cambio de la velocidad.

— **Frecuencia** (f). Número completo de oscilaciones o ciclos por segundo. La frecuencia es inversa del período «T_s».

El desplazamiento «y» en cualquier instante vale:

$$y = A \times \text{sen}\ (\omega t)$$

siendo:

$$\omega = 2 \times \pi \times f = 2 \times \pi \times \left(\frac{1}{T_s}\right)$$

La longitud de onda «λ» para una velocidad de propagación «VC» es:

$$\lambda = VC \times T_s = VC \times \left(\frac{1}{f}\right)$$

Las relaciones entre el desplazamiento, la velocidad y la aceleración de partícula son:

$$y = A \times \text{sen}\ (\omega t)$$

$$v = \frac{dy}{dt} = A \times \omega \times \cos\ (\omega t)$$

$$a = \frac{dv}{dt} = -A \times \omega^2 \times \text{sen}\ (\omega t)$$

Cuando sólo se tienen en cuenta los valores máximos absolutos de tales parámetros, las relaciones anteriores se convierten en:

$$v_{max} = A \times \omega = A \times 2 \times \pi \times f$$

$$a_{max} = A \times \omega^2 = A \times 4 \times \pi^2 \times f^2 = v_{max} \times 2 \times \pi \times f.$$

3.3. Atenuación geométrica

La densidad de energía en la propagación de los pulsos generados por la detonación de una carga de explosivo disminuye conforme las ondas encuentran o afectan a mayores volúmenes de roca. Dado que las vibraciones del terreno inducidas por las voladuras comprenden una combinación compleja de ondas, parece lógico considerar ciertos factores de atenuación geométrica para cada uno de los distintos tipos. En un medio homogéneo, elástico e isótropo la amplitud cae debido a la amortiguación geométrica, siendo su caída, para los distintos tipos de ondas dominantes, proporcional a:

— «$1/DS$» para ondas internas en un medio (semi)infinito.

— «$1/DS^{0,5}$» para ondas Rayleigh.

— «$1/DS^2$» para ondas internas propagándose a lo largo de una superficie libre.

Donde «DS» es la distancia desde la fuente sísmica (Richart et al. 1970).

3.4. Amortiguación inelástica

En la naturaleza, los macizos rocosos no constituyen para la propagación de las vibraciones un medio elástico, isótropo y homogéneo. Por el contrario, aparecen numerosos efectos inelásticos que provocan una pérdida de energía durante la propagación de las ondas, que se suma a la debida a la atenuación geométrica. Son numerosas las causas de esta atenuación inelástica teniendo cada una de ellas diferentes grados de influencia:

— Disipación en matriz inelástica debida al movimiento relativo en las superficies intercristalinas y planos de discontinuidad.

— Atenuación en rocas saturadas debido al movimiento del fluido con respecto a la matriz.

— Flujo en el interior de las grietas.

— Difusión de tensiones inducidas por volátiles absorbidos.

— Reflexión en rocas porosas o con grandes huecos.

— Absorción de energía en sistemas que experimentan cambios de fase, etc.

Las medidas de campo muestran que la amortiguación inelástica puede representarse por una función exponencial decreciente «$e^{-\alpha DS}$», donde «α» es el factor de atenuación inelástico (Richart et al., 1970; Prange, 1978; Jaeger y Cook, 1979; Johnston y Toksoz, 1981).

3.5. Interacción de las ondas elásticas

La interacción de las ondas sísmicas en el tiempo y en el espacio puede dar lugar a una concentración o focalización, proporcionando valores de coeficientes de atenuación mayores o menores que los teóricamente calculados.

La topografía y la geometría de las formaciones geológicas puede conducir a la reflexión y concentración de frentes de ondas en determinados puntos.

4. CARACTERISTICAS DE LA ONDA AEREA

La onda aérea es la onda de presión que va asociada a la detonación de una carga explosiva, mientras que el ruido es la parte audible e infrasónica del espectro, desde 20 Hz a 20 kHz. Las ondas aéreas son vibraciones en el aire de baja frecuencia, con valores generalmente por debajo de los 20 Hz.

De acuerdo con Wiss y Linehan (1978), las fuentes de estas perturbaciones son las siguientes:

1. Movimiento del terreno provocado por la explosión.
2. Escape de los gases por el barreno al proyectarse el retacado.

3. Escape de los gases a través de las grietas creadas en el frente del macizo rocoso.
4. Detonación del cordón iniciador al aire libre.
5. Desplazamiento del frente del banco al progresar la voladura.
6. Colisión entre los fragmentos proyectados.

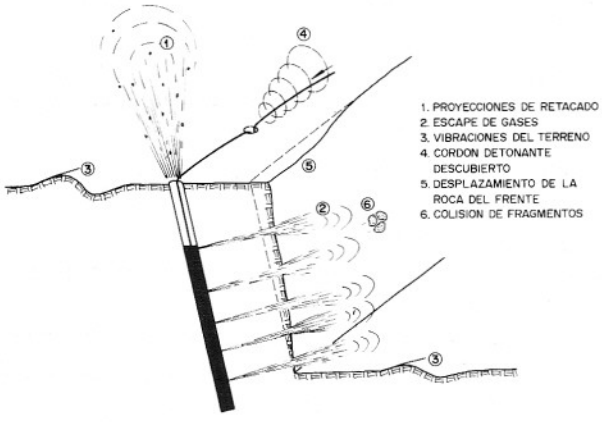


Figura 33.14. *Fuentes de onda aérea en las voladuras.*

La combinación de las vibraciones asociadas a estas fuentes dan lugar a un frente móvil de sobrepresión del aire que se desplaza desde el punto de la voladura. Como el aire es compresible, absorbe parte de la energía de la onda de presión para liberarla posteriormente mediante la expansión de esos gases calientes, causando una depresión en dichos puntos.

Las características de la onda aérea no son fáciles de predecir, pues intervienen factores tales como los climatológicos, topográficos, etc., que junto al propio diseño de la voladura pueden resultar distintos en cada caso.

La onda aérea, como se ha indicado, contiene una considerable cantidad de energía de baja frecuencia que puede llegar a producir daños directamente sobre las estructuras, pero por lo general son más comunes las vibraciones de alta frecuencia que se manifiestan como ruido de ventanas, vajillas, puertas, etc.

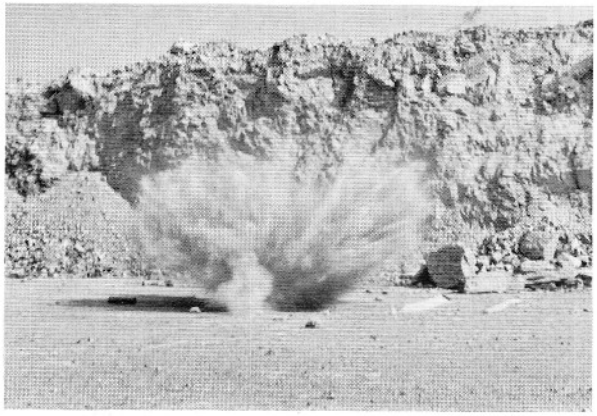


Foto 33.2. *Efecto de un cordón detonante cubierto con arena.*

5. INSTRUMENTACION DE REGISTRO Y ANALISIS DE VIBRACIONES Y ONDA AEREA

Para realizar un estudio de vibraciones y onda aérea es preciso disponer de la instrumentación adecuada. Esta suele estar constituida por:

— Una cadena de medida para la detección y registro de las perturbaciones sobre el terreno, y
— Una cadena de tratamiento, para el análisis de las señales registradas.

Los rangos más frecuentes de los diferentes parámetros característicos de las vibraciones producidas por voladuras se recogen en la Tabla 33.2.

TABLA 33.2

PARAMETRO	RANGO
Desplazamiento	10^{-4} a 10 mm
Velocidad de partícula	10^{-4} a 10^{3} mm/s
Aceleración de partícula	10 a 10^{5} mm/s
Duración del pulso	0,5 a 2 s
Longitud de onda	30 a 1500 m
Frecuencia	0,5 a 100 Hz

5.1. Equipos de registro y análisis

La cadena de registro está compuesta por diversos elementos que realizan las siguientes funciones:

— La detección por los captadores.
— La transmisión de las señales eléctricas emitidas por los captadores a través de cables conductores y
— El registro de las señales con un sismógrafo para su estudio y análisis posterior.

En la Fig. 33.15 se representa un esquema general de las operaciones e instrumentación que se emplea en los estudios de vibraciones.

Los captadores constituyen el primer elemento de la cadena de medida, y deben estar lo más solidariamente unidos al medio sometido a la vibración para que la señal emitida refleje fielmente las características de ésta. Esta unión puede hacerse por diversos sistemas: apoyados simplemente sobre el terreno, estando atornillados a un cubo de aluminio u otro material no férrico si los captadores son electrodinámicos, ésta es la solución menos aconsejable; anclados junto al cubo metálico mediante un taco de expansión introducido en un taladro que se efectúa en la roca, es el sistema más utilizado en terrenos firmes; fijando los captadores en el interior de una caja y enterrando ésta dentro del suelo, se emplea en terrenos poco consolidados; y otras alternativas menos frecuentes como son la de

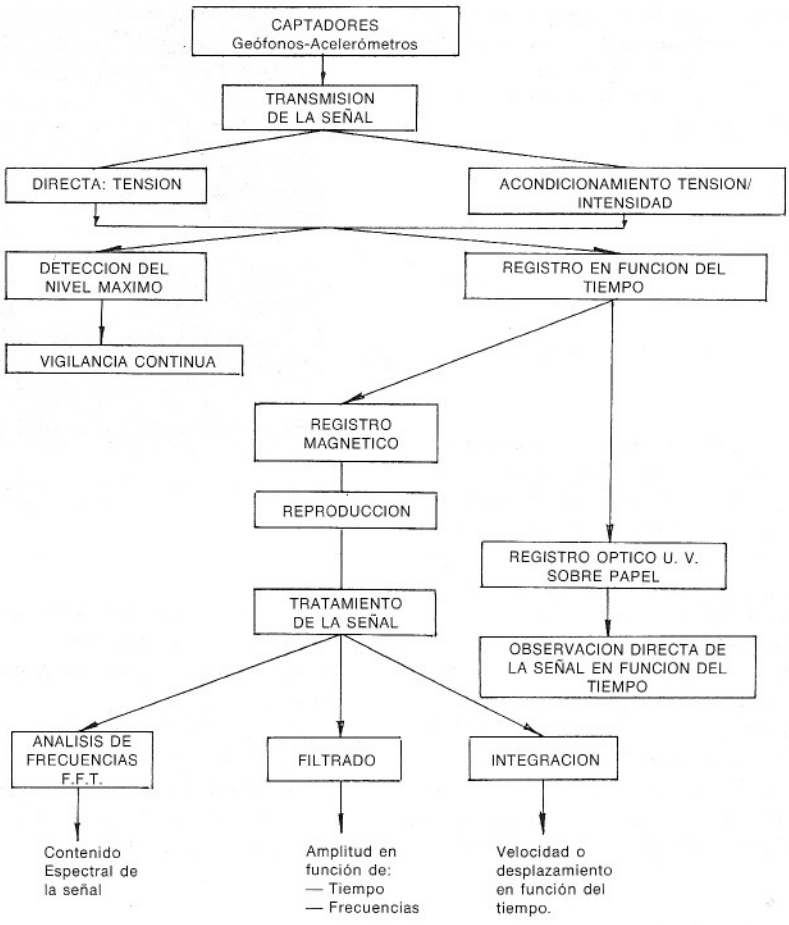


Figura 33.15. *Esquema general de registro y análisis de las vibraciones.*

efectuar barrenos y cementarlos para crear unas bases firmes, empleando resinas sintéticas, etc.

En lo relativo al lugar de colocación de los captadores, existen dos tendencias: una, que es sobre el terreno próximo a las estructuras a proteger; y otra, sobre las mismas estructuras, pero no debe olvidarse que en este último caso lo que se registra no es el movimiento del terreno sino la respuesta de la construcción.

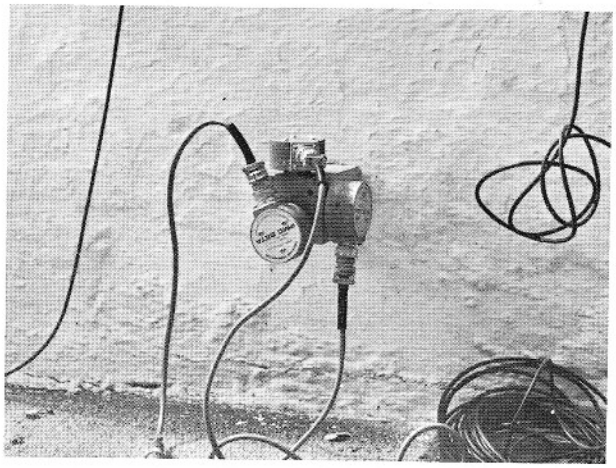


Foto 33.3. *Estación de registro triaxial constituida por tres acelerómetros.*

En cuanto a los captadores de las vibraciones, los que más se utilizan son los geófonos o velocímetros y los acelerómetros. Los primeros son los más populares, por cuanto la velocidad de partícula es el parámetro que ha venido utilizándose para correlacionar las vibraciones con los daños producidos por las voladuras.

Son transductores de tipo electromagnético que emiten una tensión eléctrica proporcional a la velocidad de partícula de la vibración. La señal eléctrica está generada por una bobina móvil dentro del campo de un imán fijo, Fig. 33.16. El rango de aplicación está limitado por la frecuencia de resonancia propia del geófono, que suele estar entre 5 y 15 Hz hasta un máximo de 200 a 300 Hz. No son pues recomendables cuando existen bajas frecuencias.

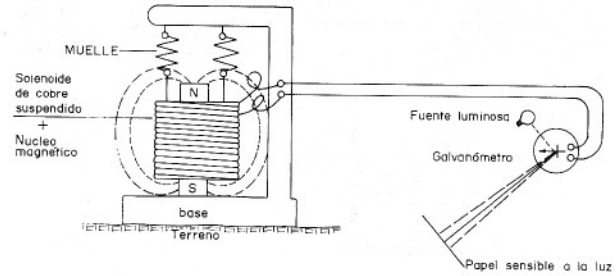


Figura 33.16. *Esquema de captador de velocidad.*

Los acelerómetros se basan en la diferencia de potencial que genera un cristal piezoeléctrico cuando se somete al mismo a una fuerza. Esta fuerza es proporcional a la masa del cristal por la aceleración del movimiento vibratorio, Fig. 33.17.

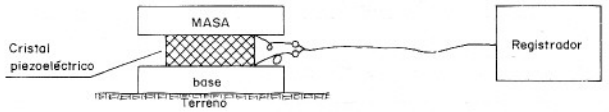


Figura 33.17. *Esquema de acelerómetro.*

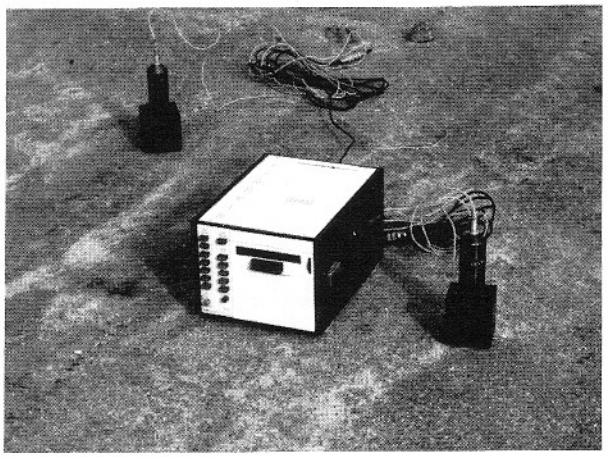


Foto 33.4. *Captadores de velocidad de partícula y registrador continuo de papel fotográfico.*

En cuanto a los registradores, son los instrumentos comúnmente llamados sismógrafos que permiten visualizar y amplificar las señales procedentes de los captadores. Pueden ser de muy diversos tipos: los que imprimen únicamente el valor pico sobre papel, los continuos de papel fotográfico que se impresionan por los galvanómetros de luz ultravioleta, los de aguja y papel térmico, los de cinta o disco magnético que graban las señales analógicas suministradas por los captadores y que tienen la ventaja de permitir reproducir la señal tantas veces como sea necesario, introducir entre dicha señal y el reproductor, filtros, integradores, etc.

El registro analógico sobre banda magnética se lleva a cabo por diferentes técnicas, cada una adaptada a las condiciones particulares: registro en modulación de frecuencia, interesante para las frecuencias bajas, registro directo para las frecuencias altas, y registro multiplexado cuando se dispone de un gran número de señales.

En lo referente al tratamiento de los registros, la cadena de instrumentos suele estar constituida por los equipos de reproducción y visualización de las señales y los sistemas de tratamiento analógicos o digitales.

A partir de las señales grabadas en un soporte mag-

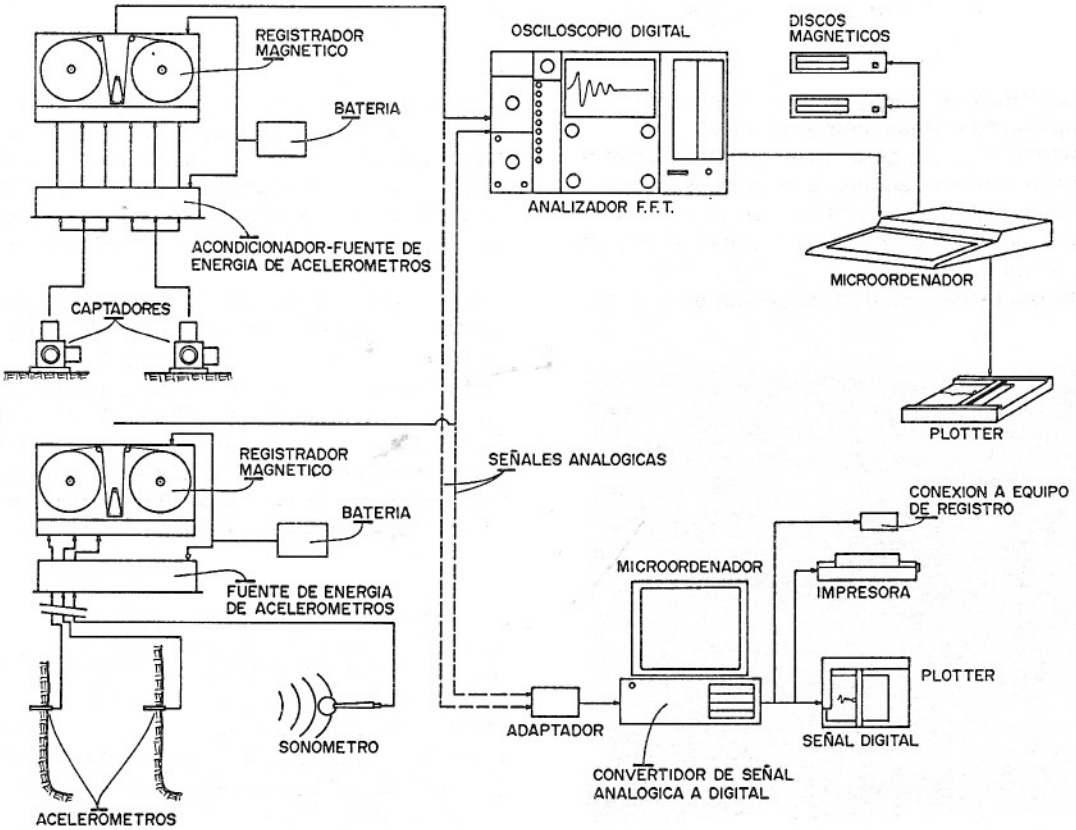


Figura 33.18. *Cadenas de instrumentación para registro y análisis de vibraciones y onda aérea.*

nético es posible reproducir éstas y efectuar un análisis completo de las mismas, que incluye el cálculo de la Transformada Rápida de Fourier para obtener la densidad de frecuencia del impulso recibido o la distribución de energía del movimiento sísmico en función de la frecuencia. Además, con la gráfica obtenida en función del tiempo, se determinará el nivel máximo de vibración y el período correspondiente al mismo, así como la duración de la perturbación, etc.

Si es necesario, las señales pueden someterse a filtrados, integraciones y derivaciones, para eliminar determinadas componentes o calcular otros parámetros a partir del registro primitivo, por ejemplo si se ha medido aceleración integrar una o dos veces para obtener la velocidad de partícula o el desplazamiento respectivamente.

Por último, indicar que los captadores, a pesar del buen trato, deben ser objeto de calibraciones periódicas a fin de conocer la sensibilidad de los mismos y su variación con el uso.

En lo relativo a la medida de la onda aérea, ésta se realiza generalmente con sonómetros fáciles de transportar e instalar, cuya ubicación debe hacerse en lugares alejados de superficies reflectoras, por delante de objetos apantallantes y verificando que no existe ruido de fondo o que el viento pueda modificar la medida.

Especial cuidado debe ponerse en la elección de la escala de ponderación según la medida que se pretenda realizar.

La medida simultánea de las vibraciones causadas por una voladura en diferentes puntos del entorno era, hasta hace poco tiempo, un trabajo incómodo que requería el manejo de varias decenas de kg, entre sismógrafos, cables, geófonos, etc.

La comercialización de los denominados «microsismógrafos», con pesos del orden de 1-1,5 kg y geófonos integrados, permiten su colocación en cualquier lugar del área de interés sin ningún cable de interconexión. Cada sismógrafo puede registrar y almacenar un número importante de eventos sísmicos, (e.g. 40), en su memoria interna de estado sólido. Algunos modelos

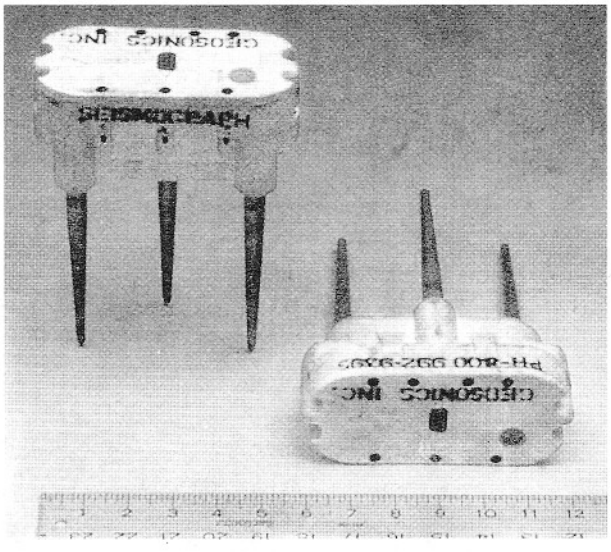


Foto 33.5. *Registradores miniatura.*

permiten visualizar en su pantalla de cristal líquido los parámetros más característicos de la vibración, valores de pico de las tres componentes de la velocidad de partícula, la fecha y la hora de registro. Además, es posible cambiar la configuración del equipo, umbral de disparo, tiempo de registro, etc., gracias al teclado que tiene incorporado.

Los elementos que constituyen los microsismógrafos son: geófono triaxial integrado, micrófono externo, caja de transporte, cable para conexión a sismógrafos convencionales y cable RS-232 para conexión a cualquier ordenador personal compatible.

La conexión a los sismógrafos convencionales es de interés si se quiere obtener, in situ, el registro gráfico de la vibración.

La transferencia de los datos de una vibración a un ordenador personal permite su almacenamiento en disco magnético para un posterior análisis con el software adecuado, pudiéndose obtener no sólo las leyes de amortiguación y las tablas cargas operantes-distancias a partir de un umbral de daños prefijado, sino incluso mapas de isosismicidad si se han colocado varios microsismógrafos alrededor del área de la voladura.

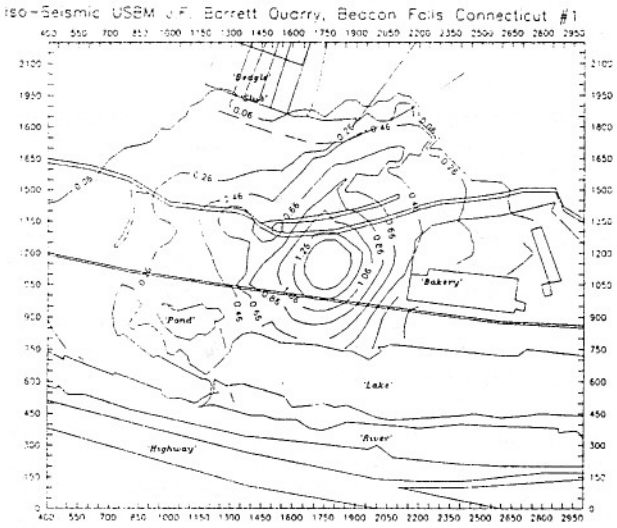


Figura 33.19. *Mapa de isosismicidad obtenido a partir de los registros de varios microsismógrafos.*

6. ESTIMADORES DE LEYES DE PROPAGACION DE VIBRACIONES TERRESTRES Y AEREAS

Una de las etapas fundamentales en el estudio y control de las vibraciones generadas por voladuras es la constituida por la determinación de las leyes que gobiernan la propagación de las mismas en los distintos medios, tierra o aire.

Existen diversos métodos para estimar los movimientos del terreno inducidos por las voladuras. Tales métodos son relativamente simples, pues de lo contrario no habrían tenido aceptación en el campo práctico de la minería y obra pública.

6.1. Estimadores de vibraciones terrestres

Una de las primeras ecuaciones de propagación fue la sugerida por Morris (1950) y obedece a la expresión:

$$A = K \times \frac{\sqrt{Q}}{DS}$$

donde:

A = Amplitud máxima de partícula (mm).
Q = Peso de la carga de explosivo (kg).
DS = Distancia desde la voladura al punto de registro (m).
K = Constante característica del lugar que varía desde 0,57, para rocas duras competentes, hasta 3,40 para suelos no consolidados.

Leconte (1967), en una revisión de las técnicas de control de las vibraciones, sugiere la sustitución de la amplitud máxima de partícula de la fórmula de Morris por el vector suma de la velocidad de partícula, tomando la ecuación anterior la forma siguiente:

$$v = K_{vr} \times \frac{\sqrt{Q}}{DS}$$

Entre los trabajos posteriores más rigurosos destacan los de Blair y Duvall (1954), Duvall y Petkof (1959) intentando también correlacionar la intensidad del movimiento sísmico generado con la cantidad de carga de explosivo y la distancia a la fuente. Suponiendo una simetría esférica de la carga explosiva, la conclusión fue que cualquier dimensión lineal debe ser corregida por la raíz cúbica de la carga de explosivo. Resultados similares fueron obtenidos por Ambraseys y Hendron (1968) y Dowding (1971).

En un sentido general y tomando como parámetro más característico de las vibraciones la velocidad de partícula, se afirmaba que la intensidad de las ondas sísmicas y la distancia reducida (cociente entre la distancia y la carga elevada a un exponente) seguían la siguiente ley:

$$v = K \times \left[\frac{DS}{Q^{1/3}}\right]^{-n}$$

donde:

v = Velocidad de partícula.
DS = Distancia.
Q = Carga máxima por retardo.
K, n = Constantes empíricas.

Si se utilizan cargas de explosivo cilíndricas, se ha visto por análisis dimensional que las distancias deben ser corregidas dividiéndolas por la raíz cuadrada de la carga, Devine (1962), Devine y Duvall (1963), llegándose a definir la siguiente ley de propagación. Fig. 33.20 :

$$V = K \times \left[\frac{DS}{Q^{1/2}}\right]^{-n}$$

Esta expresión ha sido una de las más empleadas hasta la actualidad por numerosos investigadores, organismos oficiales, usuarios y empresas fabricantes de explosivos.

Otros autores como Atewel et al (1965), Holmberg y Persson (1978), Shoop y Daemen (1983) no consideran una simetría de carga particular y utilizan la siguiente expresión general:

$$v = K \times Q^a \times DS^b$$

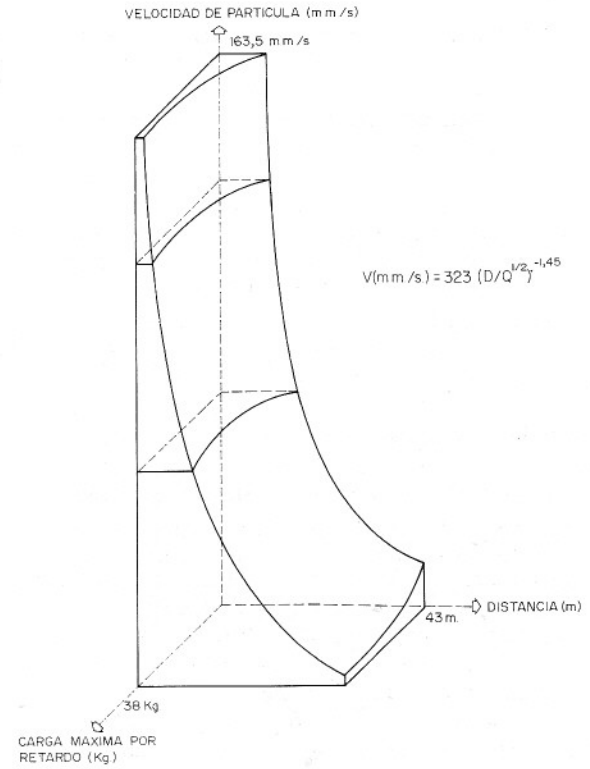


Figura 33.20. *Representación tridimensional de una ley de propagación de vibraciones.*

donde «K, a y b» son constantes empíricas estimadas para un lugar determinado mediante un análisis de regresión múltiple.

A distancias relativamente pequeñas, comparadas con la longitud de la carga, la ley de propagación $v = K \times Q^a \times DS^b$ puede modificarse considerando el siguiente modelo geométrico, Fig. 33.21.

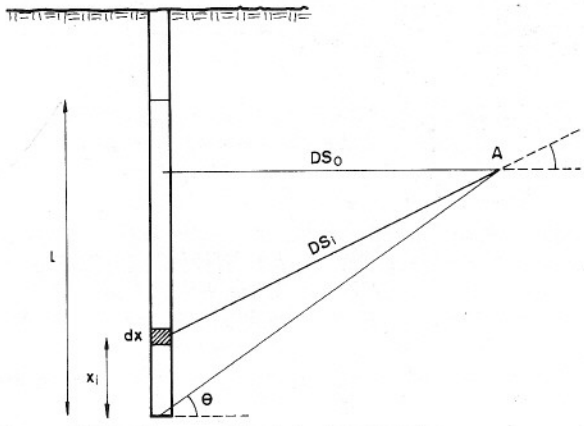


Figura 33.21. *Integración de la longitud de carga para calcular la velocidad de partícula en un punto.*

Si se parte de una concentración lineal de carga «q_l(kg/m)», la velocidad de partícula «v» puede obtenerse integrando la ecuación anterior respecto a la posición relativa a lo largo de la carga.

La distancia desde cualquier parte de la carga al punto «A» viene dada por:

$$DS_i^2 = DS_o^2 \times (DS_o \times \text{tag}\ \theta - x_i)^2$$

donde:

DS_o = Distancia mínima de la carga al punto A.

θ = Angulo de inclinación.

x_i = Distancia desde el extremo inferior de la la carga elemental «q_i».

$$q_i = q_l \times dx$$

Integrando a lo largo de la longitud total de la carga «l», la velocidad máxima de partícula viene dada por:

$$v = k \times q_l^{\,a} \times \left[\int_o^l \frac{dx}{DS_o^2 + (DS_o \times \text{tag}\ \theta - x)^{2\ b/2a}} \right]^a$$

Para rocas competentes, como los granitos suecos, se tienen unas constantes con valores «k = 700, a = 0,7 y b = −1,5» expresando «v» en mm/s.

En las Fig. 33.22 y 33.23 se muestra el valor de «v» en función de «DS», distancia mínima desde el punto de interés a la carga alargada, y la concentración lineal de carga para un explosivo como el ANFO.

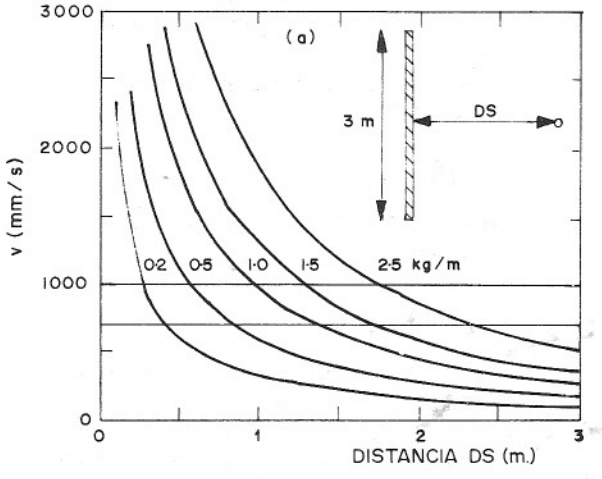


Figura 33.22. *Barrenos de pequeño diámetro y longitud cargados con ANFO (Holmberg y Persson).*

Este método de cálculo tiene gran interés cuando se pretenden preservar las características resistentes de los macizos residuales, tanto en taludes de minas a cielo abierto como en los hastiales de huecos subterráneos, ya que posibilita el cálculo de las cargas máximas de los barrenos próximos a la superficie de corte.

La escuela sueca, encabezada entre otros por Langefors, Kilhström y Gustafsson, relaciona los niveles

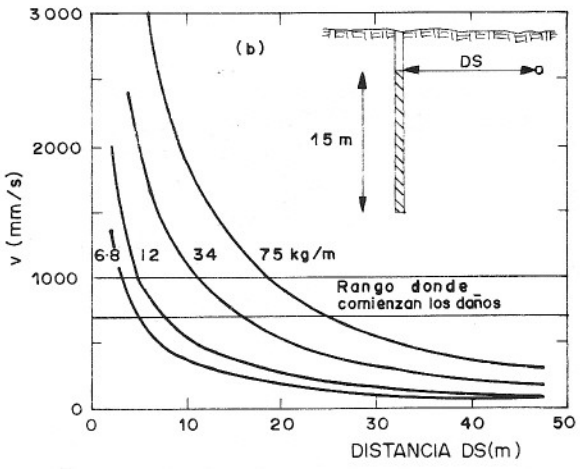


Figura 33.22. *Barrenos de gran diámetro y longitud cargados con ANFO (Holmberg y Persson).*

de carga «$Q/DS^{3/2}$» con la velocidad de partícula utilizando la expresión:

$$v = K \times \left[\frac{Q}{DS^{3/2}} \right]^{1/2}$$

Lundborg (1977) basándose en datos del U.S. Bureau of Mines (Nicholls et al 1971) encontró una ley «v = f(DS, Q)», llegando a proponer la siguiente ecuación:

$$\log v = 4{,}08 + 0{,}14 \log Q - 2{,}06 \log DS + 0{,}22 \log Q \times \log DS$$

cuya representación es una superficie tridimensional. Una simplificación consiste en la adaptación a dicha superficie de un plano, obteniendo la expresión:

$$\log v = 2{,}86 + 0{,}66 \log Q - 1{,}54 \log DS$$

Las investigaciones efectuadas en los últimos años han permitido realizar una mejor predicción que con las rectas típicas representadas en papel bilogarítmico, utilizando en las correlaciones líneas curvas siguiendo las tendencias de las parejas de datos Just y Free (1980), López Jimeno, et al (1985). Aunque la caída exponencial fue desde hace tiempo reconocida, e.g. Duvall y Petkof (1959), no ha sido considerada en los estimadores hasta épocas recientes.

Just y Free (1980), basándose en observaciones de voladuras controladas, proponen la siguiente ley de propagación:

$$v = K \times (DS/Q^{1/3})^{-1} \times e^{-\alpha\,(DS/Q^{1/3})}$$

suponen que las ondas internas son las que predominan y que existe divergencia esférica.

Recientemente Ghosh y Daemen (1983) tienen en cuenta la amortiguación inelástica para considerar la caída exponencial de «v», haciéndola proporcional a « $e^{-\alpha DS}$ ». Fig. 33.24.

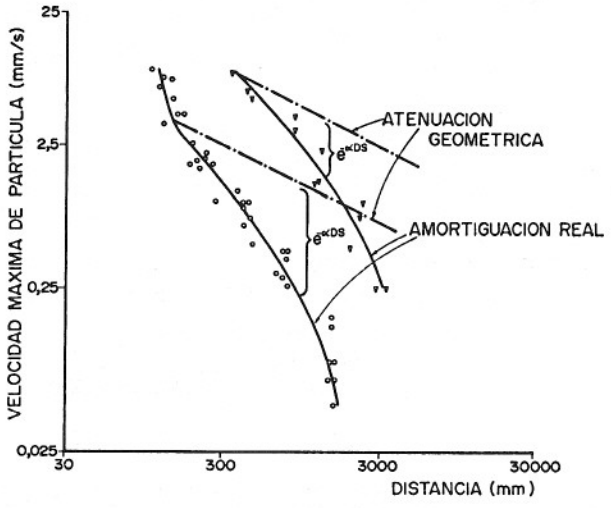


Figura 33.24. *Leyes de propagación de las vibraciones con amortiguaciones geométricas y atenuaciones inelásticas exponenciales.*

Sugieren, según los tipos de ondas, las siguientes leyes de propagación:

1. **Ondas internas** predominantes (e.g., área próxima a la voladura) y medidas sobre la superficie:

$$v \propto \frac{1}{(DR)^2} = \left[\frac{DS}{Q^{1/2}}\right]^{-2} \text{ y } v \propto e^{-\alpha DS}$$

siendo: DR = Distancia reducida.

Así pues, resulta: $v = K_1 \times \left[\frac{DS}{Q^{1/2}}\right]^{-2} \times e^{-\alpha DS}$

2. **Ondas internas** predominantes (e.g., área próxima a la voladura) y medidas bajo la superficie del terreno:

$$v \propto \frac{1}{(DR)} = \left[\frac{DS}{Q^{1/2}}\right]^{-1}, \text{ luego}$$

$$v = K_2 \times \left[\frac{DS}{Q^{1/2}}\right]^{-1} \times e^{-\alpha DS}$$

3. **Ondas Rayleigh** predominantes (e.g., a grandes distancias de las voladuras).

$$v \propto \frac{DS}{(DR)^{0,5}} = \left[\frac{DS}{Q^{1/2}}\right]^{1/2}, \text{ luego}$$

$$v = K_3 \times \left[\frac{DS}{Q^{1/2}}\right]^{-1/2} \times e^{-\alpha DS}$$

El exponente de «Q» dependerá de la geometría de la carga de explosivo, como se ha indicado anteriormente, 1/3 para cargas esféricas y 1/2 para cargas cilíndricas. Las fórmulas generales que engloban a las anteriores son, pues:

$$v = K \times \left[\frac{DS}{Q^{1/2}}\right]^{-n} \times e^{-\alpha DS}$$

$$v = K \times \left[\frac{DS}{Q^{1/3}}\right]^{-n} \times e^{-\alpha DS}$$

6.2. Predicción teórica de las vibraciones terrestres

Cuando no se dispone de instrumentación y equipos para realizar una campaña vibrográfica, la intensidad de las perturbaciones originadas por las voladuras puede predecirse con un modelo teórico, G. Berta (1985), teniendo en cuenta que la energía sísmica transmitida a la roca por el explosivo puede evaluarse con las siguientes dos expresiones:

$$E_s = 2\pi^2 A^2 f^2 \times 2\pi DS^2 \times \rho_r \times VC \times T_v \times 10^{-6} \text{ (MJ)}$$

$$E_s = n_t \times n_2 \times E_T \times Q$$

donde:

- A = Amplitud de la oscilación (m).
- f = Frecuencia de la vibración (Hz).
- DS = Distancia de la carga al punto de registro (m).
- ρ_r = Densidad de la roca (kg/m³).
- VC = Velocidad de propagación en el macizo rocoso (m/s).
- T_v = Duración de la vibración (s).
- n_t = Rendimiento de transmisión de energía.
  - Carga apoyada $n_t < 0,4$.
  - Carga en barreno con frente libre. $n_t > 0,4$.
- n_1 = Característica de impedancias de explosivo/roca

$$= 1 - \frac{(Z_e - Z_r)^2}{(Z_e + Z_r)^2}$$

- n_2 = Característica de desacoplamiento de la carga.

$$= \frac{1}{e^{D/d} - 1,72}$$

- E_T = Energía específica del explosivo (MJ/kg).
- Q = Cantidad de explosivo (kg).
- Z_e = Impedancia del explosivo (kg · m⁻² · s⁻¹).
- Z_r = Impedancia de la roca (kg · m⁻² · s⁻¹).
- D = Diámetro del barreno (mm).
- d = Diámetro de la carga (mm).

De las expresiones anteriores se tiene:

$$A(m) = \sqrt{\frac{n_t \times n_1 \times n_2 \times E_T \times Q \times 10^6}{4 \times \pi^3 \times f^2 \times \rho_r \times VC \times DS^2 \times T_v}}$$

Como la duración significativa de la vibración se considera que equivale a cinco veces el período:

$$T_v = 5\,T_s = \frac{5}{f}$$

y como la frecuencia de vibración del terreno puede estimarse con:

$$f = (kf \times \log DS)^{-1}$$

donde «kf» es una constante característica del terreno que influye en la reducción de la frecuencia con la distancia, Tabla 33.3.

TABLA 33.3

TIPO DE TERRENO	VALOR DE kf.
Suelos saturados de agua	0,11 - 0,13
Aluviones poco consolidados	0,06 - 0,09
Roca dura y compacta	0,01 - 0,03

Resulta que los valores de amplitud y aceleración pueden calcularse a partir de:

$$A(m) = \sqrt{\frac{n_t \times n_1 \times n_2 \times E_T \times Q \times kf \times \log DS \times 10^6}{20 \times \pi^3 \times \rho_r \times VC \times DS^2}}$$

$$v(m/s) = \frac{\sqrt{Q}}{DS} \times \sqrt{\frac{n_t \times n_1 \times n_2 \times E_T \times 10^6}{5 \times kf \times \log DS \times \pi \times \rho_r \times VC}}$$

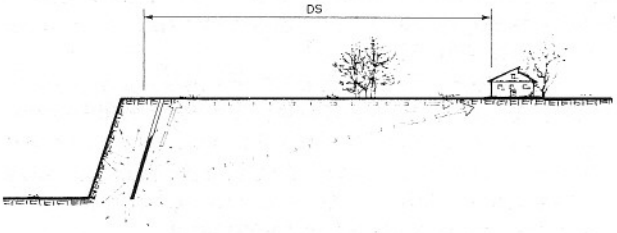


Figura 33.25. *Distancia de la voladura al punto de registro.*

La fórmula anterior solamente es válida cuando «DS» es mayor que 1 metro.

Ejemplo

Se considera una carga cilíndrica de explosivo de 10 kg en un banco de granito con un frente libre.
Los datos del explosivo son:

E_T = 4,52 MJ/kg.
Z_e = $9,5 \times 10^6$ kg · m^{-2} · s^{-1}.

Los parámetros característicos de la roca son los siguientes:

ρ_r = 2700 kg/m^3.
VC = 5000 m/s.
kf = 0,01.
Z_r = $13,50 \times 10^6$ kg · m^{-2} · s^{-1}.

y la relación entre el diámetro del barreno y el diámetro de la carga es D/d = 1,06.

¿Cuál será la intensidad de vibración probable a una distancia de 150 m?

$$v = \frac{\sqrt{10}}{150} \times \times \sqrt{\frac{0,4 \times 0,98 \times 0,85 \times 4,52 \times 10^6}{5 \times 0,01 \times \log 150 \times \pi \times 2700 \times 5000}} =$$

$$= 0,012 \text{ m/s} = 12 \text{ mm/s}.$$

6.3. Estimadores de onda aérea

La ley de propagación de la onda aérea se acepta que es del tipo:

$$SP = K_1 \times \left[\frac{DS}{Q^{1/3}} \right]^{-K_2}$$

La componente audible de la onda aérea, que es la parte del espectro comprendida entre 20 Hz y 20 kHz y que también es conocida como «ruido», se mide comúnmente en dB. El decibelio se define en términos de sobrepresión con la ecuación:

$$NR = 20 \log \frac{SP}{SP_o}$$

donde:

NR = Nivel de ruido.
SP = Sobrepresión (N/m^2).
SP_o = Presión del menor sonido que puede ser escuchado ($20 \cdot 10^{-6} N/m^2$).

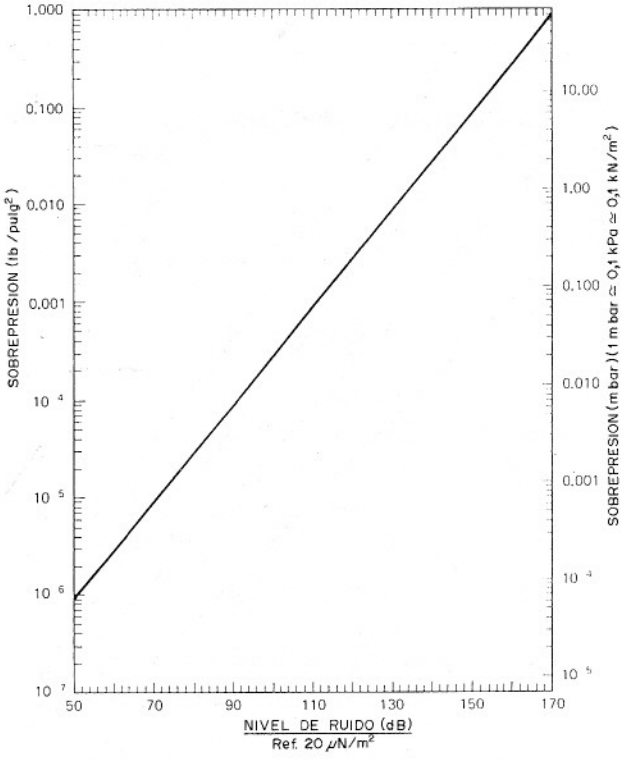


Figura 33.26. *Abaco de conversión de sobrepresión a nivel de ruido (Sisking et al., 1980).*

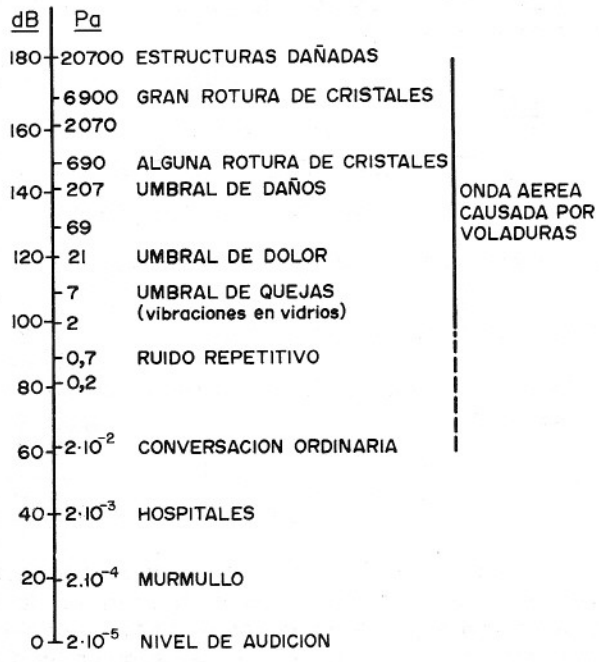


Figura 33.27. *Ruidos y acontecimientos cotidianos.*

Si no se dispone de datos experimentales de onda aérea, es posible emplear para una primera aproximación de ésta el ábaco debido a Ladegaard-Pedersen y Dally (1975), Fig. 32.28, obtenido para voladuras en banco con una longitud de retacado de «30D». Conociendo la distancia y la piedra reducidas se determina el nivel de onda aérea más probable.

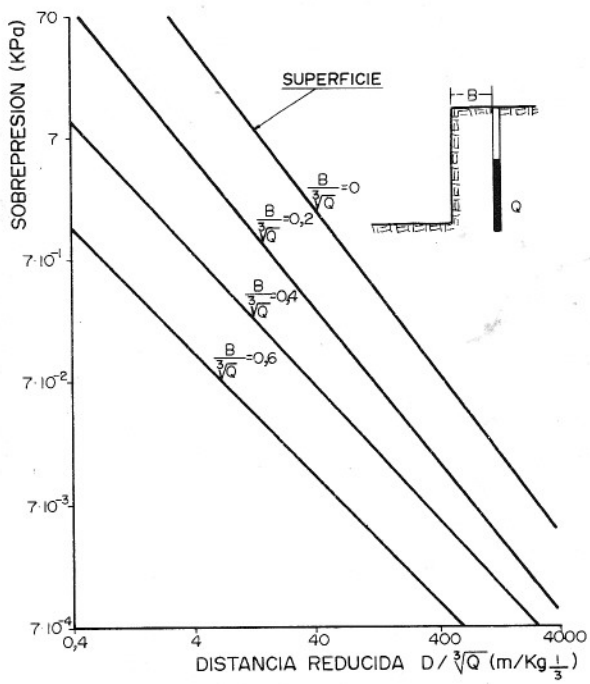


Figura 33.28. *Predicción de la sobrepresión aérea a partir de la geometría y carga de las voladuras.*

7. ESTUDIOS VIBROGRAFICOS Y DE ONDA AEREA

7.1. Planteamiento de las campañas vibrográficas

Los objetivos de un estudio vibrográfico son básicamente dos:

— Conocer la *ley de propagación* de las vibraciones, para determinar después la carga máxima operante para una distancia dada y para un criterio de prevención adoptado.

— Conocer las *frecuencias de vibración* predominantes para el macizo rocoso que se desea excavar y establecer a continuación la secuencia de encendido más efectiva.

Para llevarlo a cabo es preciso un reconocimiento geológico del área que se encuentra entre las voladuras y las estructuras a proteger. En función del mismo se diseñarán unas voladuras a escala, individuales o múltiples, en las que pueden variarse las cargas operantes o las distancias desde las pegas a los puntos de registro, con el fin de cubrir un amplio rango de distancias reducidas.

Tras los resultados de las primeras voladuras, se podrá decidir qué componente interesa más medir si las estaciones de registro no son triaxiales y, sobre todo, cuando no se dispone de un elevado número de captadores, Fig. 33.29.

El número de voladuras mínimo que es aconsejable realizar oscila entre 8 y 10 y las condiciones de ejecución en cuanto a confinamiento, cebado, etc., deben ser similares a las de las voladuras de producción, pues es frecuente adoptar posturas conservadoras disparándolas prácticamente sin frente libre.

También la situación espacial es importante, pues un estudio llevado a cabo en un determinado nivel y dentro de un contexto geológico-estructural puede en ocasiones no ser extrapolable a otras zonas. Todo estudio de vibraciones tiene en el tiempo y en el espacio una validez limitada.

Una vez reproducidos los registros en laboratorio y efectuado el análisis pertinente, Fig. 33.30, se procede al tratamiento estadístico de los mismos con el fin de obtener la ley de propagación.

Previamente, se habrán resumido todos los datos en una Tabla, figurando por ejemplo los niveles máximos de vibración, «v» si es velocidad de partícula, y las Distancias Reducidas «DR», si la ley que se desea obtener es del tipo:

$$y = a \times x^b$$

siendo:

y = Velocidad de partícula «v».
x = Distancia reducida «DR».

se pueden tomar logaritmos y ajustar una recta por mínimos cuadrados, Fig. 33.31.

$$\log y = \log a + b \times \log x$$

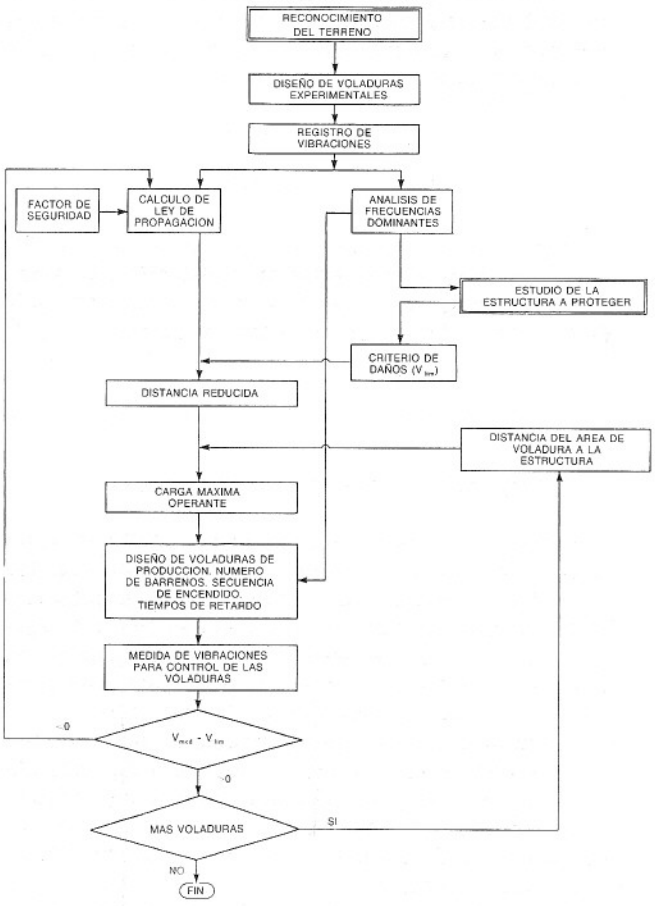


Figura 33.29. *Organigrama de ejecución de una campaña vibrográfica.*

donde:

$$b = \frac{\Sigma (\log x) \times (\log y) - \dfrac{(\Sigma \log x) \times (\Sigma \log y)}{n}}{\Sigma (\log x)^2 - \dfrac{(\Sigma \log x)^2}{n}}$$

y

$$a = \text{Exponencial}\left[\frac{\Sigma \log y}{n} - b\frac{\Sigma \log x}{n}\right]$$

y el coeficiente de correlación lineal «r» a partir de:

$$r^2 = \frac{\left[\Sigma(\log. x) \times (\log y) - \dfrac{(\Sigma \log x) \times (\Sigma \log y)}{n}\right]^2}{\left[\Sigma(\log x)^2 - \dfrac{(\Sigma \log x)^2}{n}\right] \times \left[\Sigma(\log y)^2 - \dfrac{(\Sigma \log y)^2}{n}\right]}$$

Si además se calcula la Desviación Estándar, es posible dibujar las rectas paralelas entre las cuales se encuentra un determinado número de valores (e.g. 95%) y adoptar así un Factor de Seguridad para la ley de propagación.

Los tipos de leyes que pueden ajustarse son numerosos y, entre todos ellos, se elegirá el que proporcione un mejor ajuste. Este trabajo se realiza actualmente con pequeños programas de ordenador preparados para tal fin.

Con la ley estimada y el umbral de daños adoptado se despejará de la ecuación el valor de la Distancia Redu-

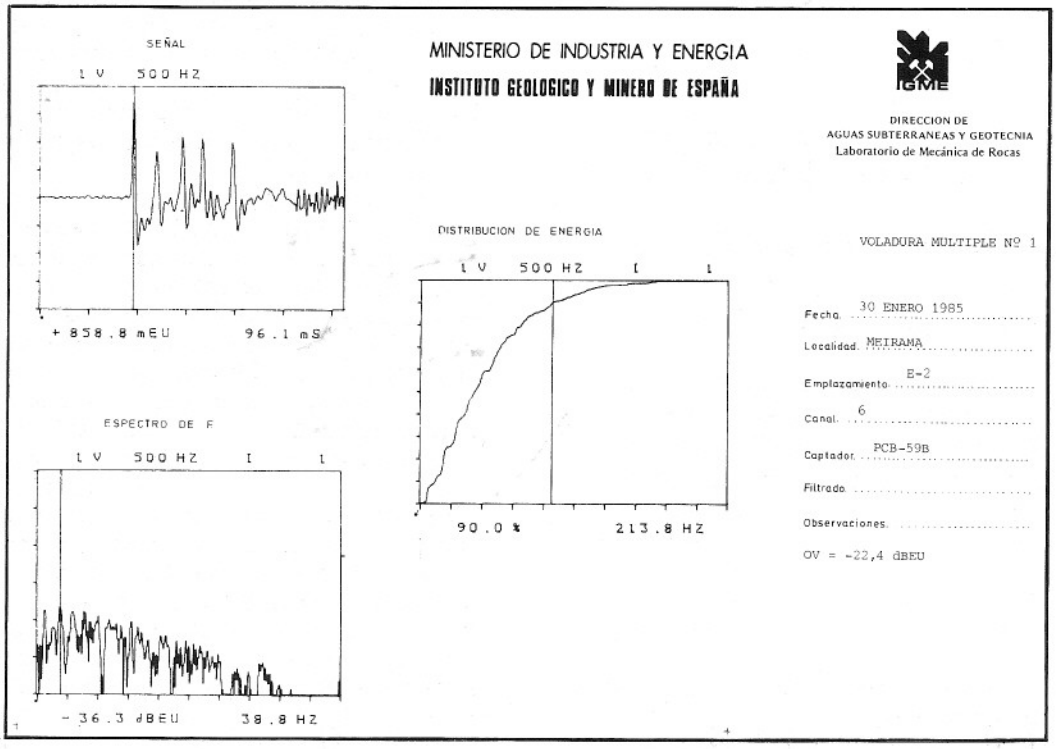


Figura 33.30. *Ejemplo de registro de vibraciones obtenido en una voladura para una componente.*

cida, con el cual se prepara la tabla de cargas máximas operantes para diferentes distancias.

Por ejemplo, si la ley obtenida para un determinado porcentaje de probabilidad o nivel de seguridad es:

$$v = 1400 \times DR^{-1,6}$$

siendo $DR = \frac{DS}{\sqrt{Q}}$

y «v» se desea que no supere los 30 mm/s, la Tabla de Cargas-Distancias corresponderá a «DR = 11,04 $m/kg^{1/2}$» y por tanto se tendrán los siguientes valores, Tabla 33.4.

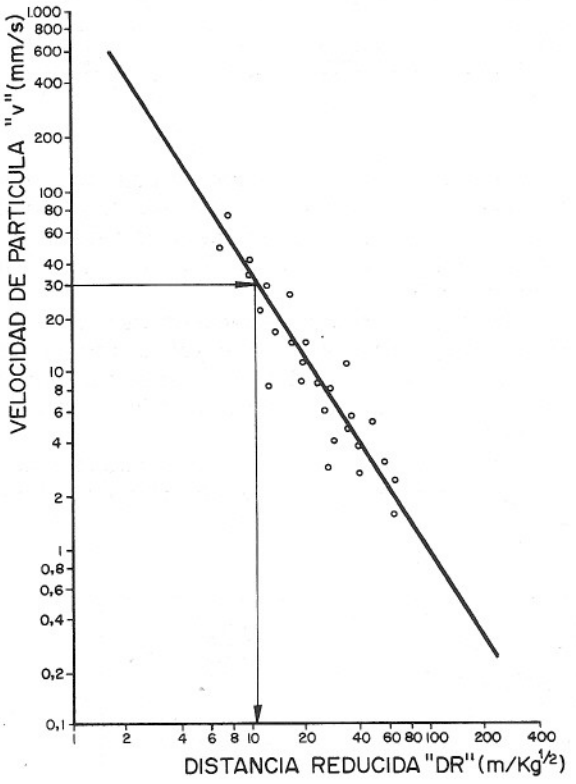


Figura 33.31. *Ley de propagación ajustada.*

TABLA 33.4

DISTANCIA A LA VOLADURA (m)	CARGA MAXIMA OPERANTE (kg)
100	82
300	738
500	2050
700	4017

En cuanto a la onda aérea, la metodología a aplicar es totalmente semejante.

Por otro lado, puede estudiarse cómo aumenta la duración de la excitación sísmica con la distancia a la voladura y la reducción de la frecuencia con el mismo parámetro, ajustando leyes del siguiente tipo:

$$f(Hz) = K_1 \times DS^{-K_2}, \quad y$$

$$T_v\,(s) = K_1' \times DS^{+K_2},$$

El valor de «T_v» debe referirse a un mismo tipo de voladura, pues en las pegas múltiples con un tiempo total «t_v» se cumple que «$T_v = k \times t_v$», tomando «K» valores de 3, 4 o incluso mayores a varios cientos de metros.

7.2. Inspecciones previas a las voladuras

El objetivo de estas inspecciones es recoger en un documento escrito el estado de una estructura antes de iniciar los trabajos de excavación con explosivos. Muchas edificaciones tienen grietas en algunos lugares cuyos ocupantes desconocen y que después de comenzar los trabajos de arranque las achacan a las vibraciones de las voladuras y a la onda aérea.

En algunos países, estas inspecciones son habituales, y así en Estados Unidos la «Office of Surface Mining» contempla que cualquier habitante cuya propiedad se encuentre a menos de 800 m del lugar de las voladuras puede pedir a la Administración un estudio previo a los trabajos.

La primera ventaja que presenta esa documentación es la de concienciar a los residentes próximos de que muchas de las grietas o desperfectos en las edificaciones tienen orígenes muy distintos a los sísmicos y que pueden ser debidas a cambios estacionales, de temperatura, de humedad, de viento, de condiciones del suelo y de calidad constructiva de las propias estructuras. La segunda ventaja, es que la documentación puede usarse, llegado el caso, para verificar o refutar las reclamaciones de daños supuestamente originados por las vibraciones.

En muchas ocasiones el coste inicial que supone la realización de esos documentos queda ampliamente compensado al disminuir el número de demandas y situaciones conflictivas con litigios entre las empresas operadoras y los residentes próximos.

Una persona preparada puede inspeccionar en un día una media de 7 a 8 viviendas.

El procedimiento para llevar a cabo la descripción del estado de una estructura debe ser lo más sistemático y detallado posible, recogiendo por escrito todos los defectos visibles e incluso efectuando fotografías de los mismos. Cada documento debe contemplar en primer lugar la identidad de los propietarios, dirección y situación de la residencia y fecha de inspección. En la Fig. 33.32 se indica el sistema empleado por la empresa Vibra-Tech para realizar el estudio del interior de una vivienda. Otros aspectos que deben incluirse son los referentes a las fachadas exteriores, garajes, cimientos, etc.

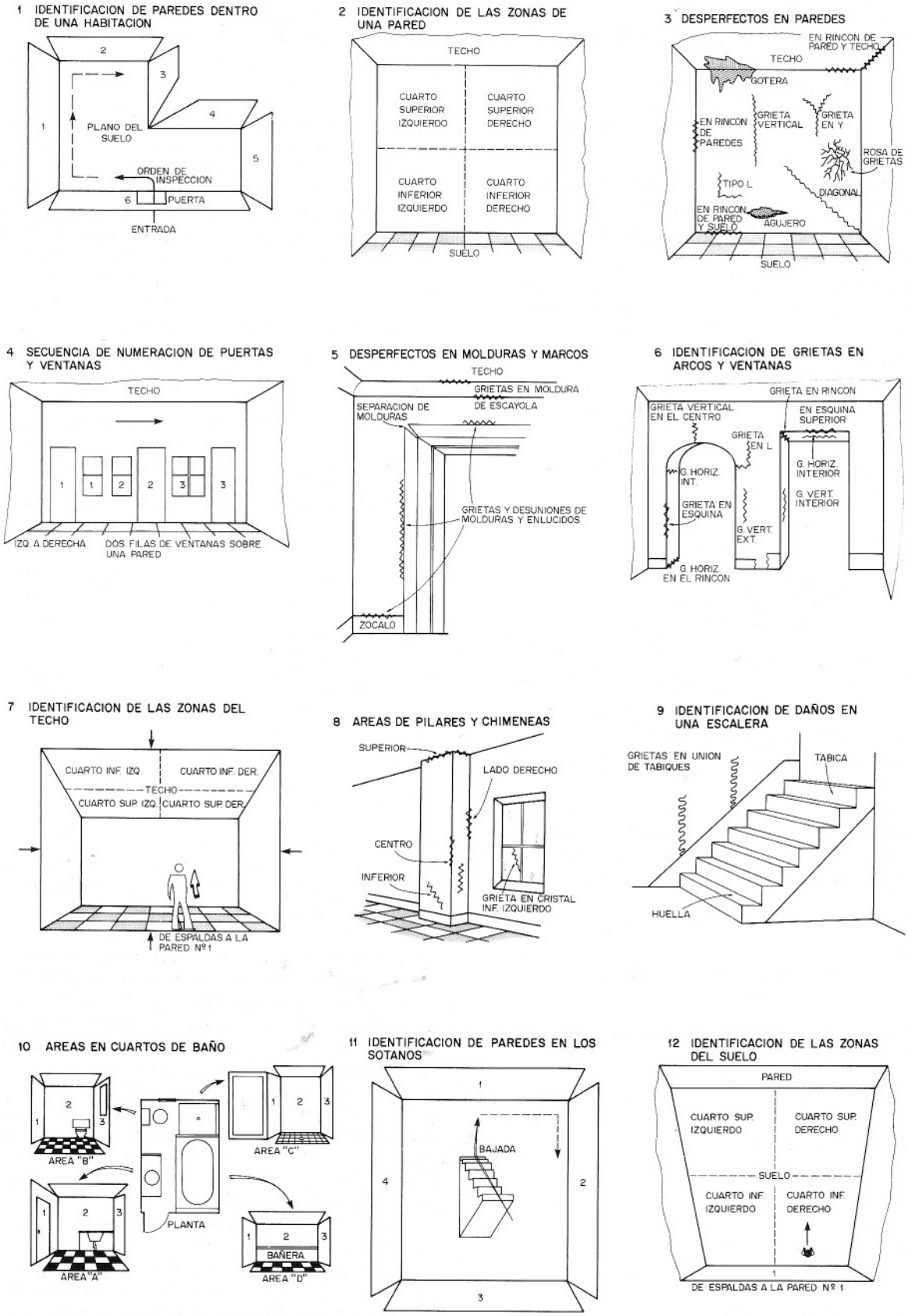


Figura 33.32. *Sistema de inspección de viviendas.*

8. CRITERIOS DE PREVENCION DE DAÑOS EN EDIFICIOS

8.1. Respuesta de las estructuras edificadas

Los daños aparecidos en una estructura bajo una acción externa de tipo vibratorio dependen de la respuesta dinámica del conjunto del edificio,que, a su vez, está condicionada por diversos factores como:

— Tipo y características de las vibraciones, duración, frecuencia, energía transmitida, etc.

— Clase de terreno sobre el que se asienta la estructura.

— Características vibratorias del conjunto estructural y no estructural del edificio y factores modificadores de las mismas.

Un parámetro importante para controlar los daños potenciales de las vibraciones debidas a voladuras, es la frecuencia dominante de éstas. En los casos donde la frecuencia natural de los edificios están muy próximas o son iguales a las frecuencias dominantes, se produce un fenómeno de resonancia con efectos amplificadores, Fig. 33.33.

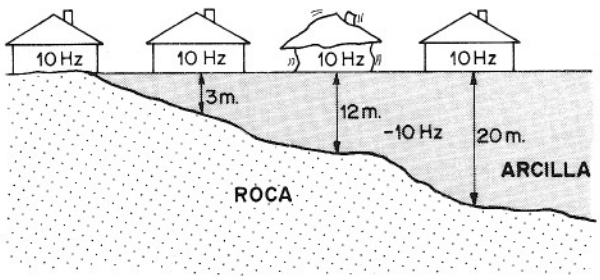


Figura 33.33. *Efectos amplificadores cuando la frecuencia natural del edificio coincide con la frecuencia dominante del terreno (Clark et al.).*

Las frecuencias naturales de las edificaciones o estructuras, en general, pueden calcularse analíticamente con expresiones simples, ampliamente utilizadas en ingeniería sísmica, como las siguientes:

— Edificios con muros de fábrica o de hormigón armado:

$$T_s = 0{,}06 \times \frac{h_v}{L_p} \times \frac{H_v}{2L_p + H_v}$$

— Edificios con estructura entramada de hormigón armado:

$$T_s = 0{,}09 \times \frac{H_v}{L_p}$$

— Edificios de estructura metálica:

$$T_s = 0{,}10 \times \frac{H_v}{L_p}$$

En todas las fórmulas anteriores:

T_s = Período (s).
H_v = Altura del edificio (m).
L_p = Dimensión en planta, tomada en la dirección de la vibración cuyo efecto se desea indicar (m).
h_v = Altura de cada planta (m).

Los valores típicos de frecuencias se encuentran entre 5 y 15 Hz, siendo menores conforme aumenta el número de plantas de los edificios.

Los techos y las paredes vibran independientemente de la superestructura y suelen tener frecuencias naturales entre 12 y 20 Hz.

Otro parámetro tan importante como la frecuencia natural es la amortiguación. Los valores comunes de estos coeficientes en estructuras de tipo residencial (Dowding et al, 1980) oscilan en torno al 5%.

Las vibraciones en las edificaciones pueden ser amplificadas debido a la respuesta de los elementos estructurales que las constituyen. Así pues, debe prestarse mayor atención a los tiempos de los detonadores de microrretardo, pues con la intención de disminuir las cargas operantes y aumentar los tiempos de las voladuras se pueden estar generando frecuencias de vibración peligrosas al estar próximas a las de resonancia. Por ejemplo, utilizando los detonadores de microrretardo y dejando un número en blanco, se está forzando una vibración de $\frac{1000}{60} = 16{,}7$ Hz, que está dentro de un rango de daños potenciales. Este fenómeno ha sido comprobado por los autores en registros próximos al área de voladuras. (López Jimeno y Abad, 1986).

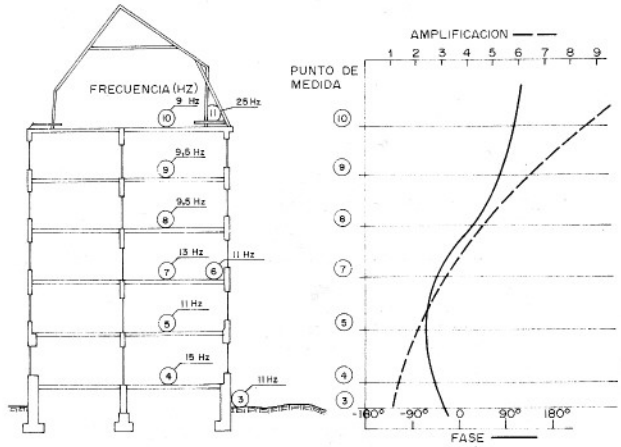


Figura 33.34. *Factores de amplificación de un edificio (Clark et al.).*

Un método sencillo para predecir la respuesta estructural de un edificio a las vibraciones lo constituyen los modelos de respuesta de un grado de libertad (una sola masa o péndulo). Permiten representar gráficamente la variación de los desplazamientos máximos, velocidades relativas y aceleraciones absolutas que se producen en función del período propio de la estructura y amortiguamiento de la misma, cuando su base está sometida a una excitación de tipo sísmico. A partir de las respuestas obtenidas se pueden calcular las tensiones máximas generadas y, por consiguiente, los posibles daños potenciales.

En la Fig. 33.35 se ilustran los efectos de los diferentes tipos de ondas sobre las construcciones.

Las fuentes de los daños son de muy diversa índole Fig. 33.37: elevaciones debidas a la intrusión de los gases cuando las construcciones están muy próximas al área de las voladuras, aceleración relativa del terreno, cizallamientos y asentamientos provocados en los cimientos.

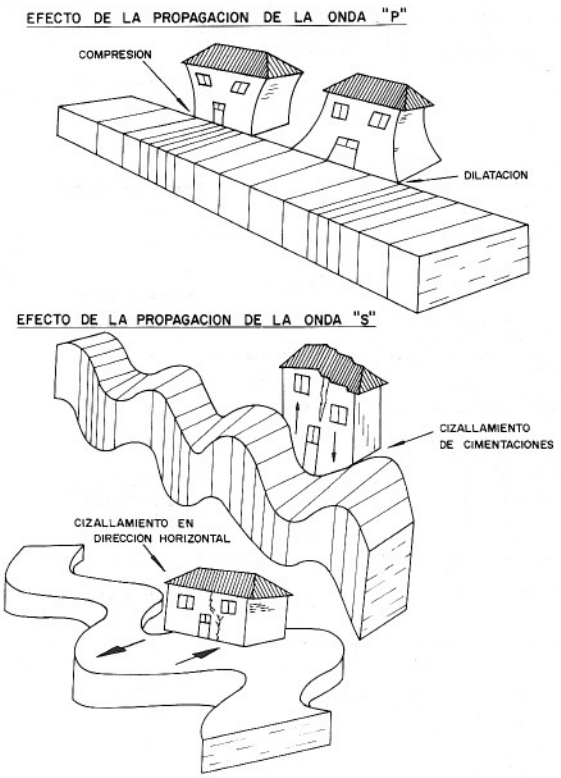


Figura 33.35. *Efectos de las ondas «P» y «S» sobre las estructuras.*

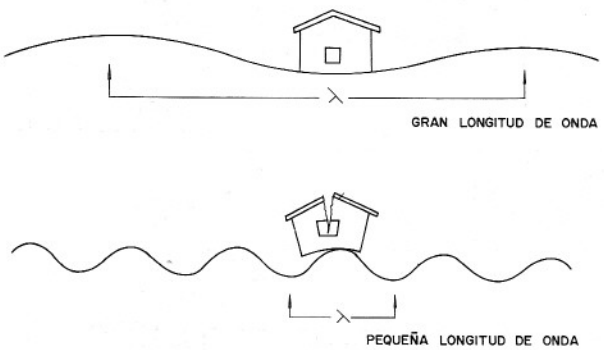


Figura 33.36. *Interacción entre las edificaciones y el terreno según la longitud de onda característica.*

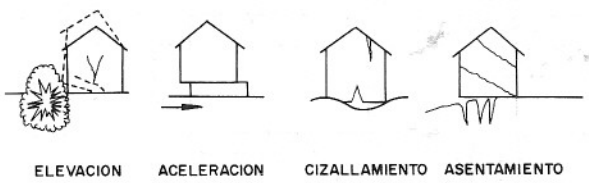


Figura 33.37. *Fuentes de daños.*

En lo relativo a la tipología característica de las grietas que están provocadas por los movimientos sísmicos el más representativo es el denominado como grietas en «X», pues al deformarse las estructuras por el movimiento relativo de las bases se crean unos esfuerzos de tracción sobre las diagonales de los paralelogramos que crean los daños al superarse la resistencia de los materiales, Fig. 33.38.

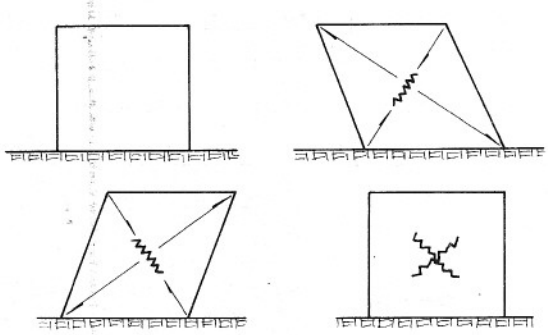


Figura 33.38. *Mecanismo de formación de las grietas en «X».*

8.2. Criterios de prevención de daños para vibraciones

Una vez conocida la ley que gobierna la propagación de las ondas sísmicas en el medio rocoso, es necesario estimar el grado de vibración máximo que pueden tolerar los diferentes tipos de estructuras, próximas al área de excavación, para que no sufran daños.

La adopción de criterios o niveles de prevención de las vibraciones es frecuentemente una tarea delicada, que exige el conocimiento riguroso de los mecanismos que intervienen en los fenómenos de las voladuras y de las respuestas de las estructuras. Un criterio arriesgado puede llevar a la aparición de daños y desperfectos, mientras que una postura conservadora puede dificultar e incluso paralizar el desarrollo de la actividad minera o de obra civil con explosivos.

Los criterios de prevención de las vibraciones generadas por voladuras han sido objeto de numerosos estudios desde comienzos de siglo. Entre éstos destacan los de Rockwell en 1927, Thoenen y Windes en 1942 que utilizaban como parámetro más característico la aceleración de partícula, Crandell en 1949 que empleó el ratio de energía, Morris en 1950 que estableció un nuevo criterio de daños basado en la amplitud de vibración, Langefors y Kihlström en 1958 que adoptaron como parámetro más significativo la velocidad de partícula proponiendo distintos niveles, según la intensidad de los daños potenciales. Posteriormente, en 1963 estos autores consideraban ya el tipo de terreno en el cual se cimentaban las estructuras y proponían unos criterios de ambito más general. Durante la década de los 60 y 70, numerosos investigadores como Northwood, Crawford, Edwards, Duvall, Fogelson, Nicholls, etc., expusieron diversos límites de seguridad basados todos en la velocidad de partícula, vislumbrándose ya la necesidad de adecuar esos niveles de prevención a los distintos tipos de construcciones, tal como hizo Ashley en 1976, Chae en 1978, Wiss en 1981, etc.

En un paso más de desarrollo y perfeccionamiento de los criterios se introduce, además del tipo de roca donde se asienta la edificación y el tipo de estructura que se pretende proteger, otra variable tan importante como es la frecuencia de vibración, así se publica la Norma francesa AFTES (1976), la norma de la Standars Association of Australia, la DIN (1983), etc. Todos los criterios indicados se resumen gráficamente en la Fig. 33.39.

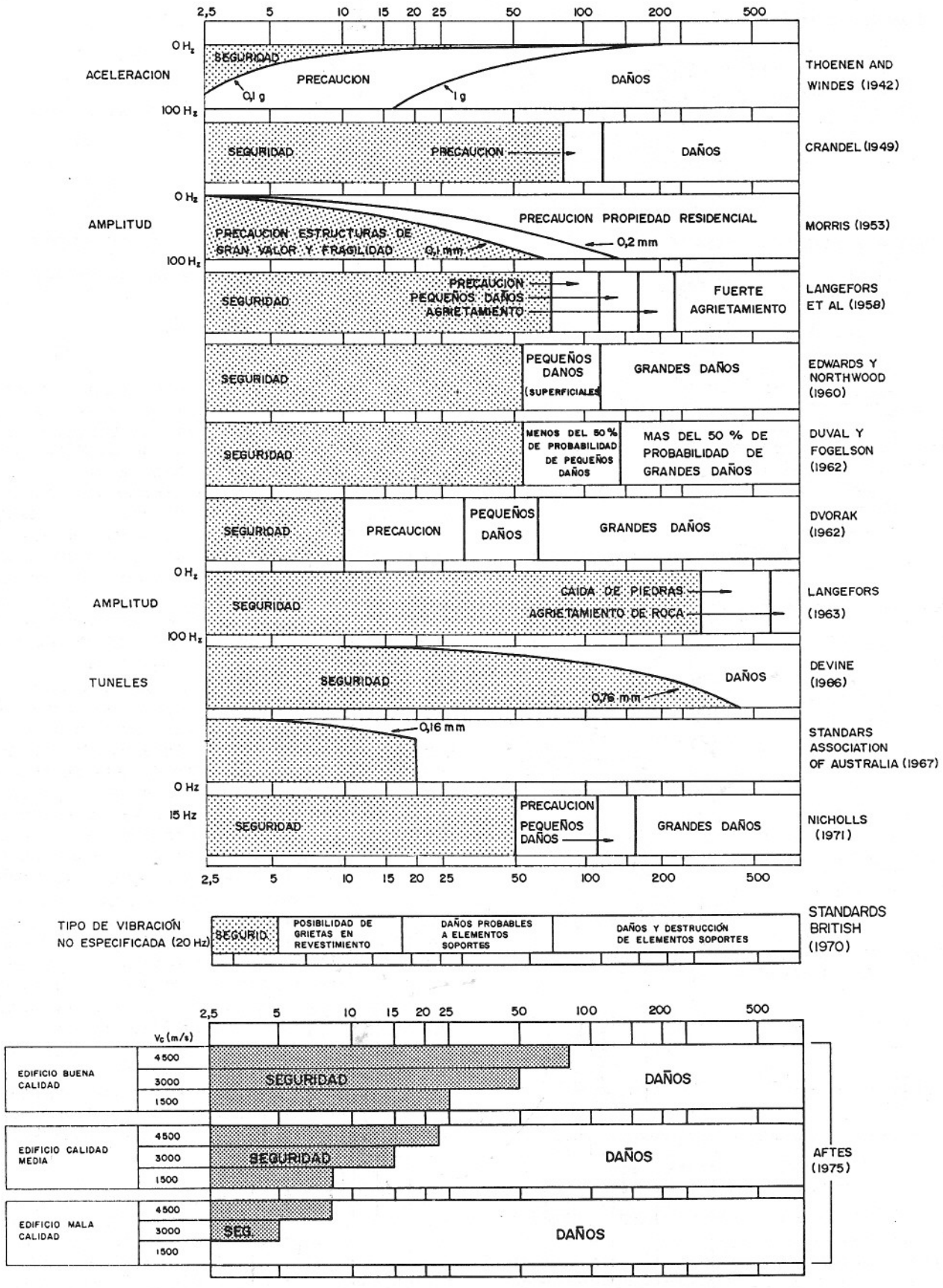
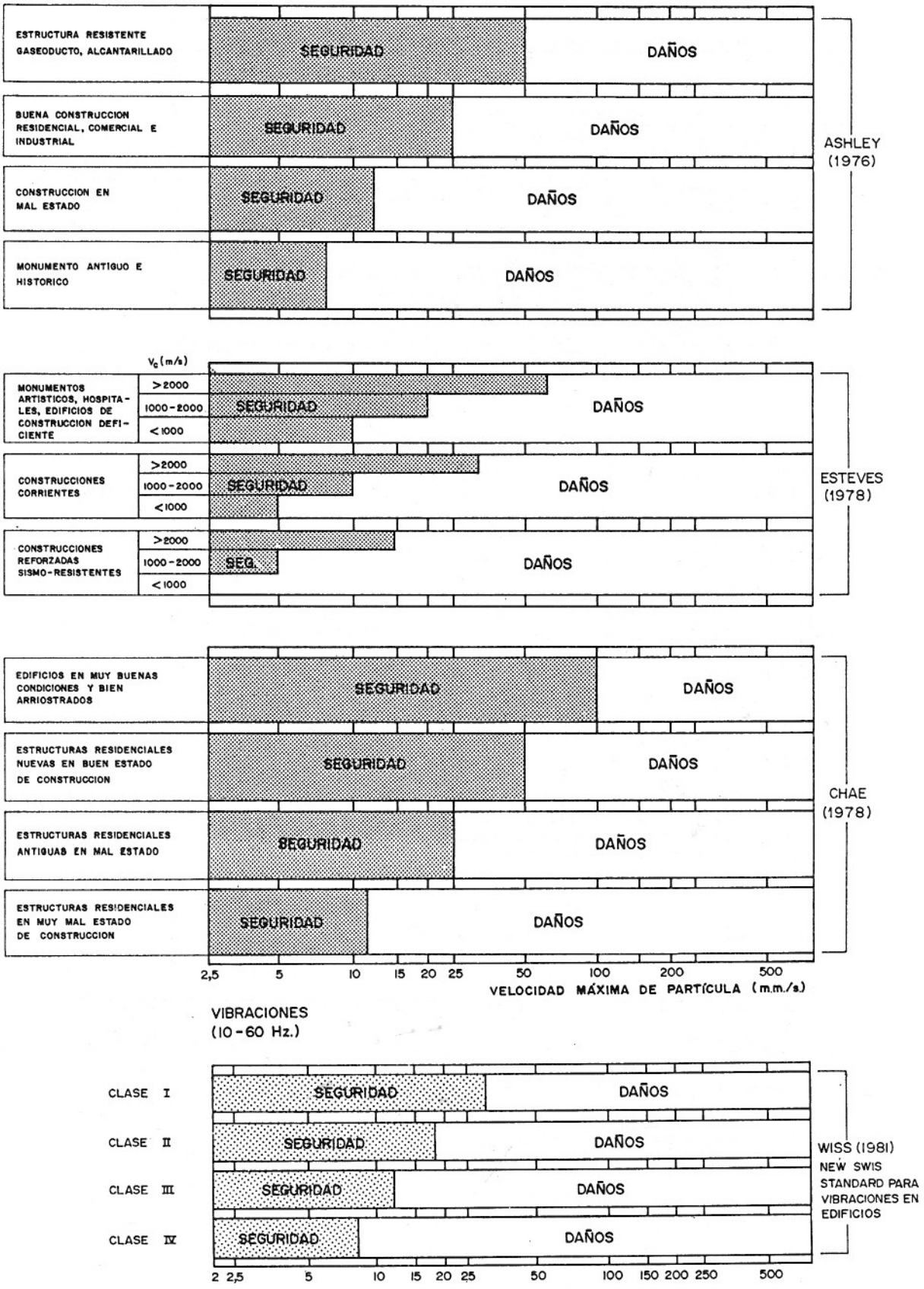


Figura 33.39. *Criterios de daños.*



LEYENDA

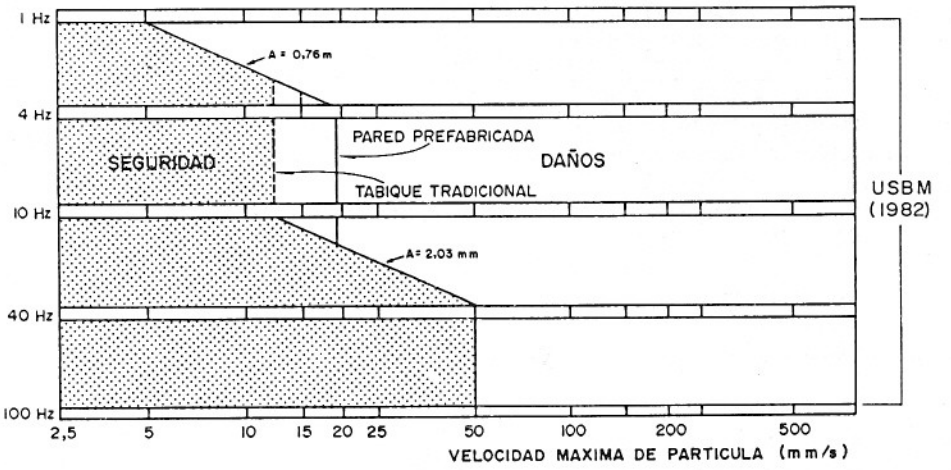
CLASE I : EDIFICIOS METÁLICOS O DE HORMIGÓN ARMADO.

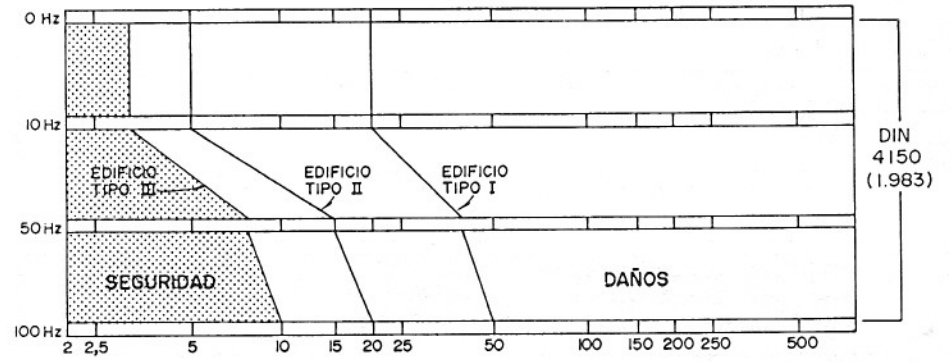
CLASE II : EDIFICIOS CON MUROS Y PILARES DE HORMIGÓN, PAREDES DE HORMIGÓN O MAMPOSTERÍA.

CLASE III : EDIFICIOS COMO LOS MENCIONADOS ANTERIORMENTE PERO CON ESTRUCTURA DE MADERA Y PAREDES DE MAMPOSTERÍA.

CLASE IV : CONSTRUCCIÓN MUY SENSIBLE A LAS VIBRACIONES; OBJETOS DE INTERÉS HISTÓRICO.

Figura 33.39. *Criterios de daños (Continuación).*





NORMA DIN 4150 (v RESULTANTE)

TIPO I : EDIFICIO PUBLICO O INDUSTRIAL.

TIPO II : EDIFICIOS DE VIVIENDAS O ASIMILABLES A VIVIENDAS. EDIFICIOS CON REVOCOS Y ENLUCIDOS.

TIPO III : EDIFICIOS HISTORICO-ARTISTICOS O QUE POR SU CONSTRUCCION SON SENSIBLES A LAS VIBRACIONES Y NO ENTRAN EN LOS GRUPOS I Y II.

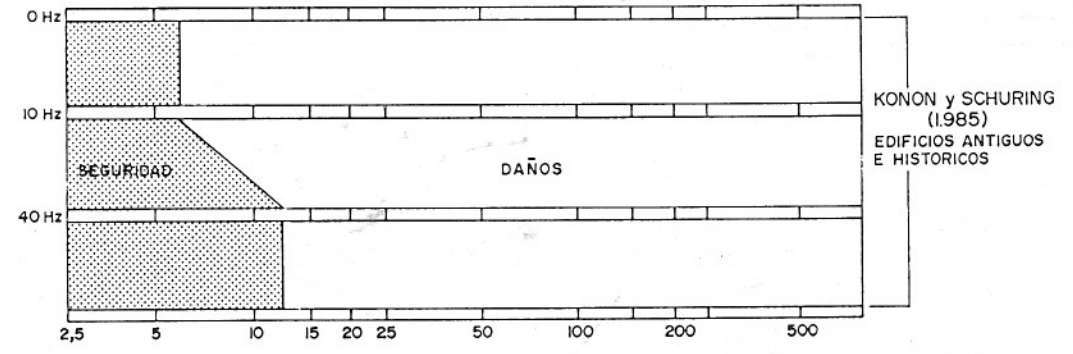


Figura 33.39. *Criterios de daños (Continuación).*

Posteriormente, diversos investigadores como Dowding (1977), Medearis (1977), Maik (1979), Walker, Young y Davey (1981), Sisking, Stagg, Kopp y Dowding (1981), etc., han dirigido sus esfuerzos hacia la correlación de las respuestas de las estructuras con los daños producidos por distintas intensidades de vibración a través del análisis de los espectros sísmicos. Un hecho que se pone de manifiesto en estos trabajos es la importancia cada día mayor que poseen las bajas frecuencias.

Pero, a pesar de la evolución de los criterios de daños y a la aplicación de técnicas conocidas en ingeniería sísmica, es notoria la discrepancia existente entre diversos técnicos y organismos, haciéndose máxima cuando los estudios tienen un carácter local. Además, hay que añadir que en muy contadas ocasiones se llegan a dar recomendaciones o bases de cálculo sencillas y comprensibles por los operadores que no poseen un conocimiento profundo de la fenomenología de las vibraciones.

A continuación se recogen, por su interés, los criterios de prevención recomendados en la **Norma UNE 22-381-93** y la norma sueca **Swedish Standard, SS 460 48 66**, revisada recientemente en 1991.

Norma española

En la normativa española se distinguen los siguientes tipos de estructuras:

Grupo I. Edificios y naves industriales ligeras con estructuras de hormigón armado o metálicas.

Grupo II. Edificios de viviendas, oficinas, centros comerciales y de recreo, cumpliendo la normativa legal vigente. Edificios y estructuras de valor arqueológico, arquitectónico o histórico que por su fortaleza no presenten especial sensibilidad a las vibraciones.

Grupo III. Estructuras de valor arqueológico, arquitectónico o histórico que presenten una especial sensibilidad a las vibraciones por ellas mismas o por elementos que pudieran contener.

Los umbrales de perturbación se establecen en función de la frecuencia principal de vibración y tipo de estructura a proteger utilizando como parámetro de medida la velocidad de partícula, aunque en el intervalo de frecuencias de 15 a 75 Hz se utilice el parámetro de desplazamiento, Fig. 33.40. En ambos casos se refiere al valor pico de la mayor componente de la velocidad de vibración medido en el terreno.

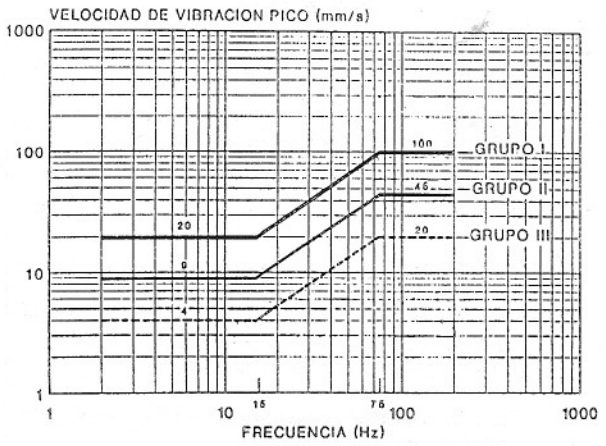


Figura 33.40. *Criterios de prevención de daños.*

TABLA 33.5

TIPO DE ESTRUCTURA	FRECUENCIAS PRINCIPALES (Hz)		
	2 - 15	15 - 75	> 75
	Velocidad (mm/s)	Desplazamiento (mm)	Velocidad (mm/s)
I	20	0,212	100
II	9	0,095	45
III	4	0,042	20

Cuando el nivel está dado en desplazamientos, se puede calcular la velocidad equivalente conociendo la frecuencia principal, considerando un movimiento ondulatorio ideal de tipo sinusoidal:

$$v = 2 \cdot \pi \cdot f \cdot d$$

donde:

v = Velocidad de partícula equivalente (mm/s).
f = Frecuencia principal (Hz).
d = Desplazamiento admisible indicado en la Tabla 33.5 (mm).

En lo referente al tipo de estudio a realizar, hay que considerar las características del macizo rocoso sobre el cuál está cimentada la estructura a proteger. Esta caracterización se efectúa por medio de la velocidad de propagación de las ondas sísmicas, Tabla 33.6.

TABLA 33.6

CLASE DE FORMACION	VELOCIDAD SISMICA (m/s)
Dura	> 4.000
Media	2.000 - 4.000
Blanda	< 2.000

A continuación se determina la carga máxima operante de explosivo que se prevé detonar, es decir, la suma de todas las cargas detonadas con el mismo número de detonador o retardo, entre números inferiores a 8 ms. El valor obtenido se corrige con el *Factor de Macizo Rocoso «F_r»*, que implícitamente tiene en cuenta la frecuencia dominante del medio transmisor, y el *Factor de Estructura «F_e»*:

$$Q_c = F_r \cdot F_e \cdot Q$$

Los valores de F_e y F_r se indican en las Tablas 33.7 y 33.8.

TABLA 33.7

TIPO DE ESTRUCTURA	FACTOR F_e
I	0,28
II	1
III	3,57

TABLA 33.8

CLASE DE FORMACION	FACTOR F_r
Dura	0,40
Media	1
Blanda	2,52

Con el valor de Q_c y la distancia existente entre la voladura y la estructura a proteger se entra en la Fig. 33.41 para ver la región en la que se pretende trabajar, distinguiéndose tres tipos de estudios: estudio preliminar, medición de control y proyecto tipo de vibraciones.

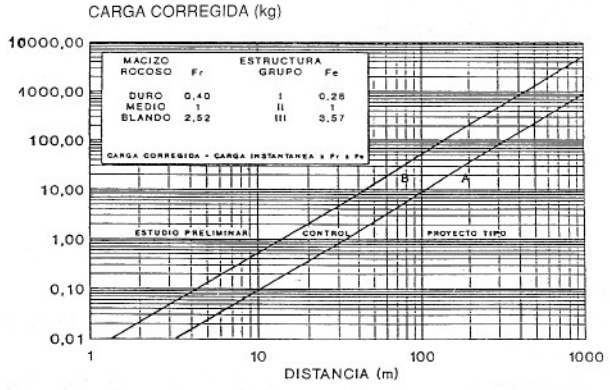


Figura 33.41. *Selección del tipo de estudio.*

En este último caso se estima que la carga operante de explosivo es tan baja y la distancia suficiente como para descartar cualquier incidencia de las vibraciones.

El control de vibraciones implica la medición de estas perturbaciones en una voladura de producción. Si el nivel de vibración registrado fuera menor que el criterio de prevención, podrá incrementarse progresivamente la carga hasta que las intensidades de vibración fueran iguales al valor máximo admisible. En caso contrario se pasará a hacer un estudio preliminar de vibraciones.

En los estudios preliminares se pretende conocer el comportamiento sísmico del terreno mediante la definición de la ley de propagación en función de dos variables independientes como son la carga de explosivo y la distancia.

$$\text{Ley general} \quad v = k \cdot Q^{\alpha} \cdot D^{\beta}$$
$$\text{Ley cuadrática} \quad v = k \cdot (D/\sqrt{Q})^{\beta}$$

Se realizarán voladuras de ensayo con diferentes cargas instantáneas y registro en posiciones distantes que cubran el área de interés.

Conociendo la frecuencia dominante y el tipo de estructura, y consecuentemente el criterio de daños, con la ley de propagación se puede elaborar una tabla de cargas máximas operantes en función de la distancia.

Norma Sueca

Los valores que se recomiendan están basados sobre un amplio conjunto de datos que correlacionan la componente vertical de velocidad de partícula y los daños inducidos a estructuras cimentadas en diferentes tipos de terrenos.

Los niveles máximos recomendados se estiman con la siguiente expresión:

$$v = v_o \cdot F_k \cdot F_d \cdot F_t$$

donde:

v_o = Velocidad máxima de partícula vertical sin corregir.
F_k = Factor de calidad de la construcción.
F_d = Factor de distancia que tiene en cuenta la separación entre la voladura y el punto de registro.
F_t = Factor de tiempo con el que se tiene en cuenta la duración de los trabajos con explosivos.

Los valores de velocidad máxima de partícula vertical que suelen utilizarse se recogen en la Tabla 33.9. Una estimación detallada de los mismos puede hacerse si se conoce la velocidad de propagación «VC_p» de las ondas de compresión P medida sobre el terreno en el que se apoyan las estructuras, utilizando la fórmula siguiente:

$$v_o = \frac{VC_p}{65}$$

donde v_o se expresa en mm/s y VC_p en m/s.

TABLA 33.9

TIPO DE TERRENO	v_o (mm/s)
– Gravas, arenas, arcillas, morrena suelta	18
– Caliza blanda, pizarra blanda, morrena firme	35
– Granito, gneis, caliza dura, arenisca, cuarcita, diabasa	70

El *Factor de Calidad de Construcción*, F_K, se obtiene como el producto del *Factor de Edificación*, F_b, y el *Factor de Material de Construcción*, F_m:

$$F_K = F_b \cdot F_m$$

En la Tabla 33.10 se indican los diferentes tipos de edificios que se clasifican en cinco grupos. En la Tabla

TABLA 33.10

CLASE	TIPO DE CONSTRUCCION	F_b
1	Construcciones pesadas como puentes, diques portuarios y construcciones de defensa civil.	1,70
2	Edificios industriales y de oficinas.	1,20
3	Edificios de viviendas estándar.	1,00
4	Edificios especialmente sensibles con grandes arcos, o construcciones con grandes paneles, por ejemplo iglesias y museos.	0,65
5	Edificios históricos en estado precario, y con ciertas ruinas.	0,50

33.11 se recogen los Factores de Material de Construcción. En la elección de F_m se debe tener en cuenta que el valor elegido debe corresponder al menos resistente que esté presente en la edificación.

TABLA 33.11

CLASE	TIPO DE MATERIAL DE CONSTRUCCION	F_m
1	Hormigón armado, acero, o madera	1,20
2	Hormigón en masa, ladrillo, o cementos	1,00
3	Hormigón poroso prefabricado	0,75
4	Tabiques prefabricados	0,65

El *Factor de Distancia*, F_d, se puede estimar a partir de la Fig. 33.42, tomándose la menor distancia existente entre el lugar de la voladura y la estructura a proteger.

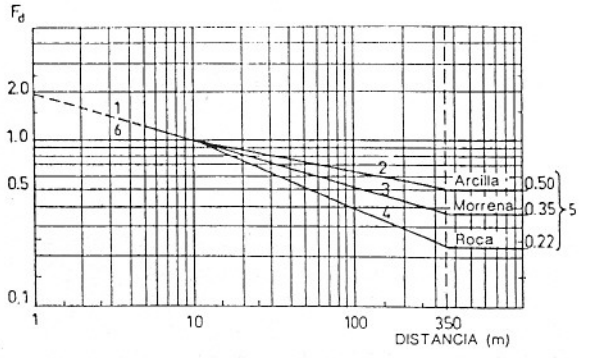


Figura 33.42. *Factor de Distancia, F_d.*

Alternativamente, se pueden utilizar las seis expresiones siguientes, donde la distancia se expresa en metros:

1. $F_d = 1{,}91 \cdot d^{-0{,}28}$
2. $F_d = 1{,}56 \cdot d^{-0{,}19}$
3. $F_d = 1{,}91 \cdot d^{-0{,}29}$
4. $F_d = 2{,}57 \cdot d^{-0{,}42}$
5. Para distancias superiores a 350 m los factores son $F_d = 0{,}22$, $F_d = 0{,}35$ y $F_d = 0{,}50$, que permiten calcular los valores $v_o \cdot F_d$, 18 mm/s para rocas, 15 mm/s para morrenas, y 9 mm/s para arcillas, cuando se parte de $v_o = 70$, 35 y 18 mm/s respectivamente.
6. Para distancias inferiores a 10 m, pueden aparecer problemas especiales. Por ejemplo, los gases de explosión pueden penetrar en las juntas causando daños importantes a la estructura debido a los desplazamientos que provocan. Si es posible que ocurran estos problemas es necesario proceder a efectuar registros para obtener la duración de los trenes de ondas y las frecuencias dominantes para más de una componente.

El *Factor de Duración del Proyecto*, F_t, depende del período de tiempo a lo largo del cual se van a realizar las voladuras, Tabla 33.12.

TABLA 33.12

TIPO DE ACTIVIDAD	F_t
– Trabajos de construcción, tales como túneles, cámaras, trincheras para carreteras, zanjas y nivelaciones.	1,0
– Trabajos estacionarios, tales como los de canteras y minas	0,75 - 1,0

Ejemplo 1

Una cantera de caliza se encuentra a 350 m de unos edificios de viviendas que se desean proteger. Las casas están cimentadas sobre rocas néisicas y construidas de mampostería.

Se tendría:

$$v = v_o \cdot F_b \cdot F_m \cdot F_d \cdot F_t = 11{,}6 \text{ mm/s}$$

ya que:

$v_o = 70$
$F_b = 1{,}00$
$F_m = 1{,}00$
$F_d = 0{,}22$
$F_t = 0{,}75$

Ejemplo 2

Se desea realizar un trabajo de nivelación del terreno a una distancia de 6 m de un edificio de oficinas construido de ladrillo y cimentado sobre roca.

El umbral de daños será:

$$v = 70 \cdot 1{,}2 \cdot 1{,}00 \cdot [1{,}91 \cdot (6^{-0{,}28})] \cdot 1{,}0 = 97{,}2 \text{ mm/s}$$

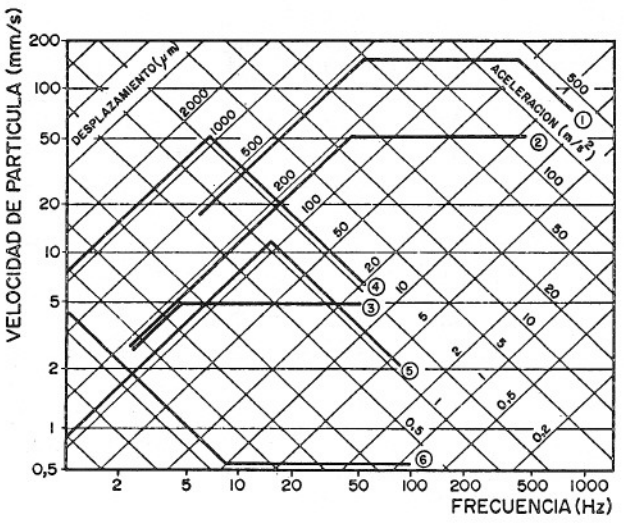
Otro aspecto a destacar, es el hecho de que en la mayoría de los casos los umbrales de daños se adoptan pensando en las estructuras o edificios, pero no en el contenido de los mismos. En algunas situaciones pueden existir, por ejemplo, ordenadores, relés eléctricos u otros equipos sensibles que impongan para garantizar su integridad, niveles de vibración incluso más bajos que los de las propias estructuras. En la Fig. 33.43 de Vuolio y Jhonsson (1985) se recogen algunos de estos criterios.

Por último, la O.S.M. (Office of Surface Mining) de Estados Unidos en 1983, reconociendo la dependencia que existe entre la frecuencia dominante de las vibraciones y las distancias al área de las voladuras, publicó las recomendaciones de la Tabla 33.13 para proteger las edificaciones próximas a las minas.

Los criterios señalados sirven no sólo como umbrales de daños, sino incluso como base de partida cuando no se dispone de equipos de registro. Pues, por ejemplo, si existe un chalet a 1000 m de distancia a la voladura, la carga máxima operante recomendada es:

$$DR = \frac{DS}{\sqrt{Q}} = 24{,}5 \text{ m/kg}^{\frac{1}{2}}; Q = \left[\frac{DS}{DR}\right]^2 = \left[\frac{1000}{24{,}5}\right]^2 =$$

$= 1666$ kg.



1. *Daños directos sobre los edificios de las vibraciones generadas por voladuras.*
2. *Límite superior recomendado para voladuras.*
3. *Límite superior recomendado para hinca de pilotes, compactadores vibratorios, compactadores dinámicos profundos y tráfico rodado.*
4. *Valor máximo para ordenadores IBM si la duración de la vibración es inferior a 5 s.*
5. *Valor máximo para ordenadores IBM si la duración de la vibración es superior a 5 s.*
6. *Límite de percepción humano.*

Figura 33.43. *Criterios de daños.*

8.3. Criterios de prevención de daños por onda aérea

La onda aérea implica generalmente menos problemas que las vibraciones terrestres. La rotura de cristales se puede producir antes de que se originen daños estructurales, como son por ejemplo las grietas en enlucidos.

Los criterios propuestos por Siskind y Summers (1974) para prevenir la rotura de cristales son los que se recogen en la Tabla 33.14.

La probabilidad de rotura de cristales para una determinada sobrepresión puede estimarse con la ecuación propuesta por Redpath:

$$PR_c\ (\%) = 2.043 \times 10^{-7} \times A_v^{1,22} \times \Delta P^{2,78}$$

donde:

A_v = Area del panel de la ventana (m^2).
ΔP = Sobrepresión aérea (mbar).

Especial atención debe ponerse en la comparación de los niveles de ruido, pues los dB(L) se refieren a una escala logarítmica. Una sobrepresión de 120 dB(L) es un 78,6 % mayor que otra de 115 dB(L). Ver la Tabla 33.15 con los valores en kPa.

Otro aspecto a tener muy en cuenta son las condiciones atmosféricas reinantes en el instante de las voladuras. En la Tabla 33.16 se recogen cinco situaciones distintas y los factores multiplicadores de la onda aérea que son previsibles.

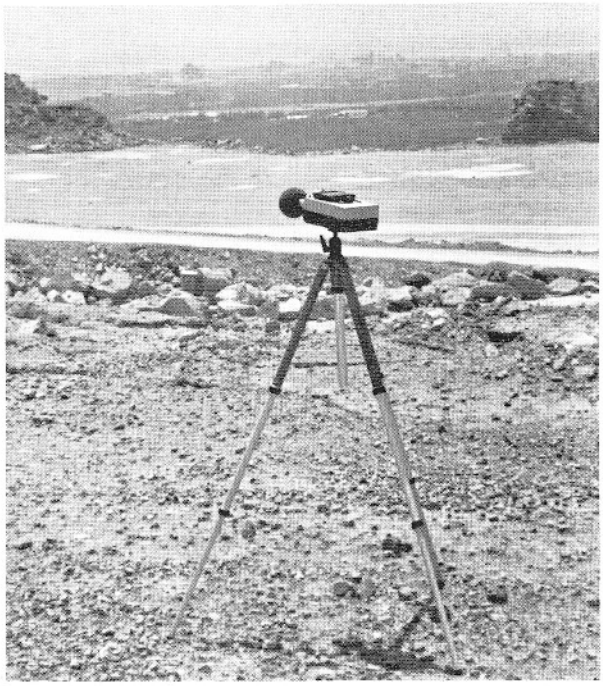


Foto 33.6. *Instalación de sonómetro para medida de onda aérea.*

TABLA 33.13.

DISTANCIA AL AREA DE LA VOLADURA	VELOCIDAD MAXIMA DE PARTICULA (mm/s)	DISTANCIA REDUCIDA QUE SE ACONSEJA CUANDO NO SE DISPONE DE INSTRUMENTACION ($m/kg^{1/2}$)
0 a 90 m	32	22,30
90 a 1500 m	25	24,50
> 1500 m	19	29,00

TABLA 33.14

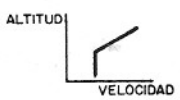
	LIMITES DEL NIVEL DE RUIDO		
	LINEAL PICO* dB(L)	C-PICO dB(C)	A-PICO dB(A)
NIVEL SEGURO	128	120	95
NIVEL DE PRECAUCION	128 a 136	120 a 130	95 a 115
NIVEL LIMITE	136	130	115

* Recomendado

TABLA 33.15

SOBREPRESION		EFECTO PROBABLE
180 dB(L)	20,0 kPa	— Daños importantes en estructuras convencionales.
> 170	> 6,3	— Aparición de grietas en enlucidos.
170	6,3	— Rotura de muchos cristales de ventanas.
150	0,63	— Rotura de algunos cristales de ventanas.
140	0,2	— Probable rotura de grandes cristales de ventanas.
136	0,13	— Límite de onda aérea propuesto por el U.S.B.M.
120	0,02	— Quejas
115	0,0112	— <6% de la sobrepresión que puede causar la rotura de grandes cristales.

TABLA 33.16. (Baker, 1973)

DESCRIPCION		FACTOR MULTIPLICADOR
Gradiente negativo simple		0
Gradiente positivo simple		5
Gradiente nulo cerca de la superficie y con gradiente positivo por encima		10
Débil gradiente positivo cerca de la superficie con fuerte gradiente positivo por encima		25
Gradiente negativo cerca de la superficie con fuerte gradiente positivo por encima		100

9. EFECTO DE LAS VIBRACIONES Y ONDA AEREA SOBRE LAS PERSONAS

Uno de los factores con el que es preciso contar en la ejecución de voladuras es el efecto fisiológico de las mismas, ya que con niveles inferiores a los máximos admisibles para no producir daños en las estructuras se puede obtener un índice de percepción que puede hacer pensar a las personas en probables daños potenciales, Fig. 33.44.

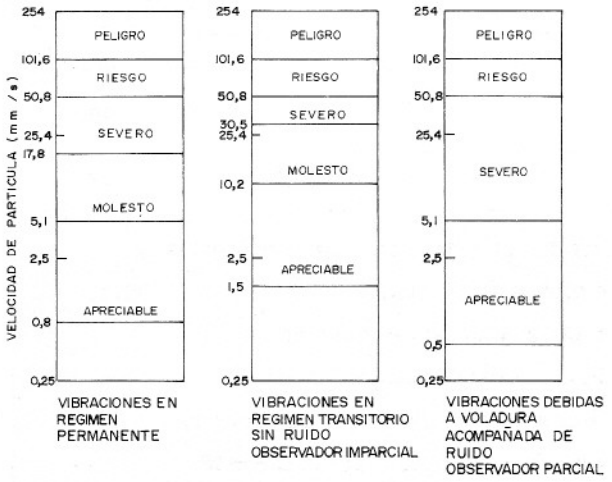


Figura 33.44. *Respuesta humana a las vibraciones según vayan acompañadas o no de ruidos (Oriard).*

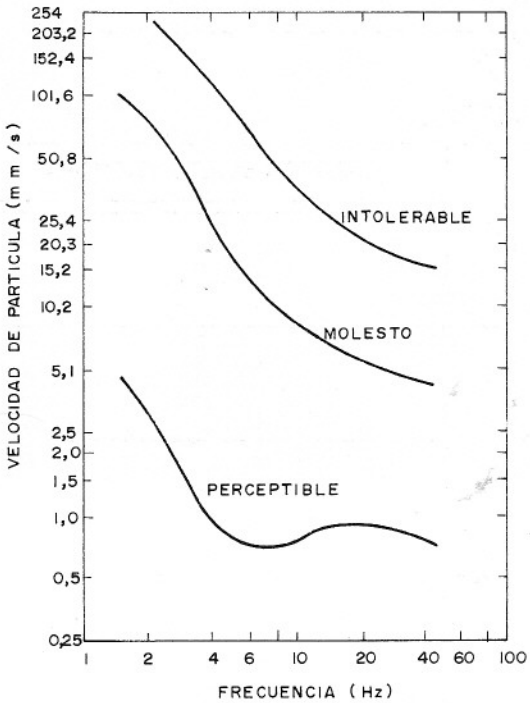


Figura 33.45. *Respuestas humanas a las vibraciones según Goldman (1948).*

Así, es frecuente que en muchos proyectos los umbrales de vibración se adopten más sobre la base de la respuesta humana que sobre la probabilidad de daños.

Existen numerosas normas sobre respuesta humana a las vibraciones, las dos más importantes son la ISO-2631 y la DIN-4150. Otros trabajos clásicos como los de Reiher-Meister, Crandell, Goldman, Rathbone, etc., presentan gráficos donde en función de la frecuencia e intensidad de vibración establecen distintos niveles de percepción, Fig. 33.45.

Un procedimiento analítico de estimación es el propuesto por Steffens (1974), que se basa en el cálculo de un parámetro «K».

$$K = \frac{0{,}005\ A \times f^2}{(100 + f^2)^{\frac{1}{2}}} = \frac{0{,}8\ v \times f}{(100 + f^2)^{\frac{1}{2}}} = \frac{0{,}125 \times a}{(100 + f^2)^{\frac{1}{2}}}$$

donde:

f = Frecuencia (Hz).
A = Amplitud máxima (μm).
v = Velocidad de partícula (mm/s).
a = Aceleración (mm/s^2).

De acuerdo con este valor de «K» se distinguen los niveles de percepción de la Tabla 33.17.

TABLA 33.17.

VALOR DE K	NIVEL DE PERCEPCION
< 0,1	No se siente
0,1	Comienza a percibirse
0,25	Escasamente perceptible
0,63	Perceptible
1,6	Fácilmente perceptible
4,0	Fuertemente detectable
10,0	Muy fuertemente detectable

10. EFECTOS DE LAS VIBRACIONES SOBRE LOS MACIZOS ROCOSOS

Las vibraciones tienen un doble ámbito de actuación sobre los macizos rocosos, por un lado afectan a la integridad de las rocas o parámetros resistentes de éstas y, por otro, pueden llegar a provocar colapsos en los taludes al introducir acciones desestabilizadoras.

En cuanto al primer aspecto, la velocidad crítica de vibración puede determinarse conociendo la velocidad de propagación de las ondas longitudinales en el macizo, la densidad y la resistencia a tracción de la roca.

$$RT = \rho_r \times v_{crit} \times VC$$

$$v_{crit} = \frac{RT}{\rho_r \times VC}$$

donde:

RT = Resistencia a tracción.
ρ_r = Densidad del medio.
VC = Velocidad de propagación de las ondas longitudinales.

Así, para una roca con $\rho_r = 2{,}6$ t/m^3 y VC = 4500 m/s, resulta:

$$v_{crit}\ (mm/s) = \frac{RT\ (MPa)}{0{,}117}$$

Otro método para determinar la velocidad crítica de vibración es el debido a Forsyth (1993):

$$v_{crit} = 0{,}1 \times RC \times \frac{VC}{E}$$

donde «E» es el módulo de Young, en GPa. Así, por ejemplo, para un macizo rocoso con las siguientes características geomecánicas la velocidad de vibración máxima que resulta es:

E = 40 GPa
VC = 5.100 m/s
RC = 100 MPa

$$v_{crit} = 0{,}1 \cdot 100 \cdot \frac{5.100}{40} = 1.275\ mm/s$$

Según Oriard (1970) el umbral de daños en taludes de roca se sitúa en los 60 cm/s de velocidad de partícula.

Posteriormente, Bauer y Calder (1971) dan los criterios recogidos en la Tabla 33.18.

En la Fig. 33.47 se indican, con carácter general, los daños previsibles por efecto de las vibraciones en función de la carga máxima detonada por unidad de retardo y la distancia desde el centro de gravedad de la voladura al punto de estudio.

En la Fig. 33.46 se ilustra un procedimiento de estimación de los daños a los macizos rocosos debido a las vibraciones de las voladuras.

En cuanto a la estabilidad de los taludes, ésta se determina por la relación entre las fuerzas activas, que tienden a producir el deslizamiento o rotura, y las fuerzas resistentes, que se oponen a la movilización de las masas implicadas. Aunque el comportamiento de un talud frente a los efectos dinámicos es complejo, por los numerosos factores que concurren, uno de los métodos simplificados para calcular el coeficiente de seguridad consiste en suponer que la aceleración o velocidad debida al seísmo de la voladura se traduce en una fuerza estática en una dirección definida y proporcional al peso de la masa deslizante.

Para el caso de un bloque apoyado sobre un plano

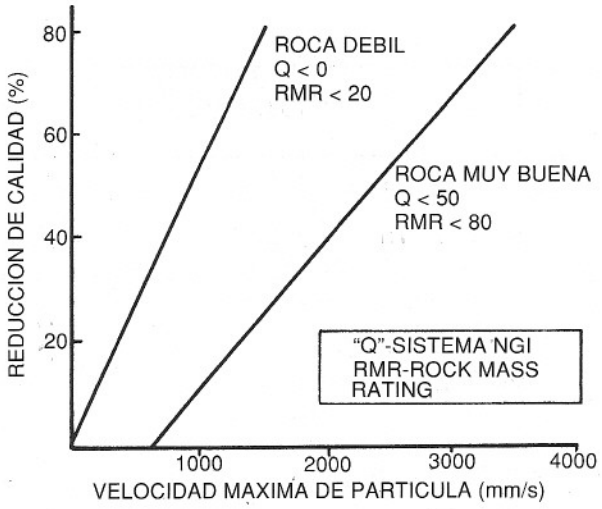


Figura 33.46. *Reducción de la calidad del macizo rocoso según el nivel de las vibraciones.*

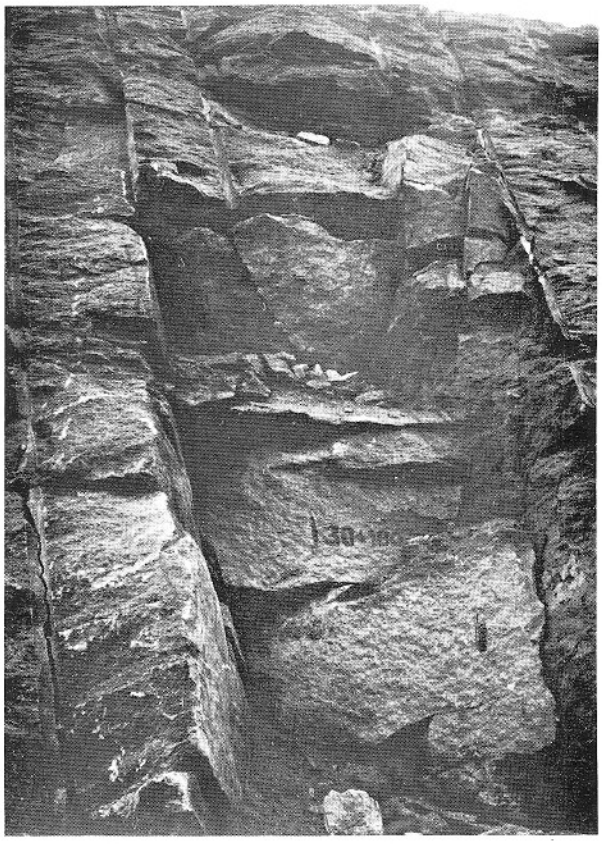


Foto 33.7. *Daños producidos en una voladura de precorte por sobrecarga de ésta.*

TABLA 33.18.

VELOCIDAD DE PARTICULA (cm/s)	DAÑOS PREVISIBLES
<25	— No hay peligro en roca sana
25-60	— Puede aparecer descostramiento de lajas por rotura a tracción
60- 250	— Grandes roturas por tracción y algunas grietas radiales
>250	— Agrietamiento total del macizo rocoso

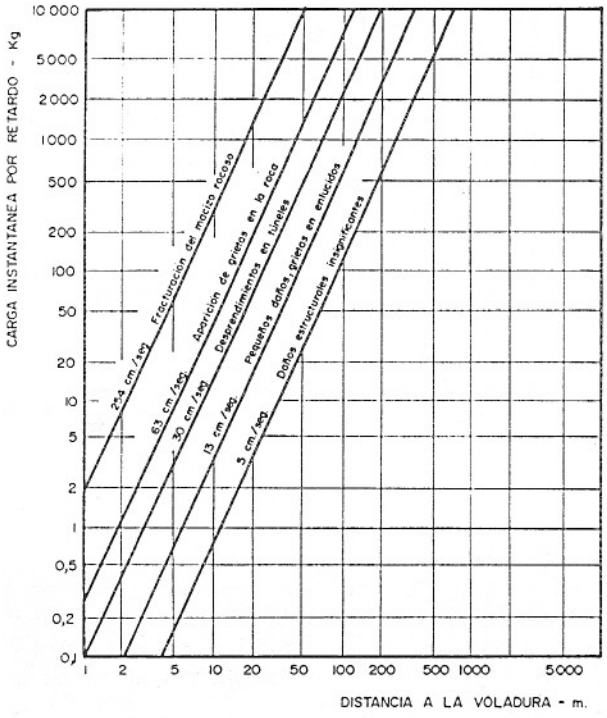


Figura 33.47. *Variación de la velocidad de partícula máxima y daños previsibles con la distancia y carga por retardo (Langefors y Kihlström).*

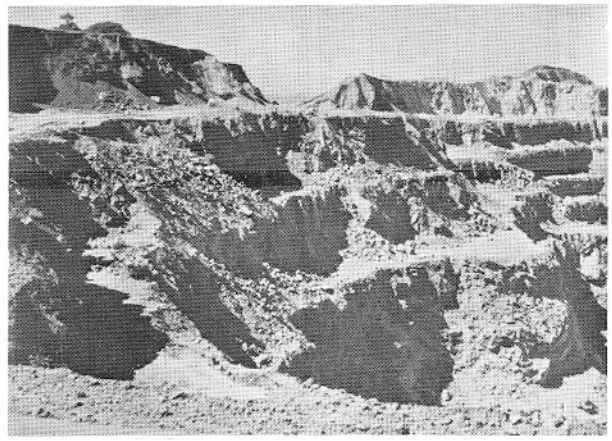


Foto 33.8. *Ruinas de taludes en una explotación en la que no se realizaron voladuras de contorno.*

inclinado, Fig. 33.48 la expresión que da el Factor de Seguridad «FS», despreciando el efecto de la componente vertical del movimiento vibratorio, es:

$$FS = \frac{C_h \times S_p + W_A \times \cos(\beta + \theta_A) \times \operatorname{tg} \varnothing}{W_A \times \operatorname{sen}(\beta + \theta_A)}$$

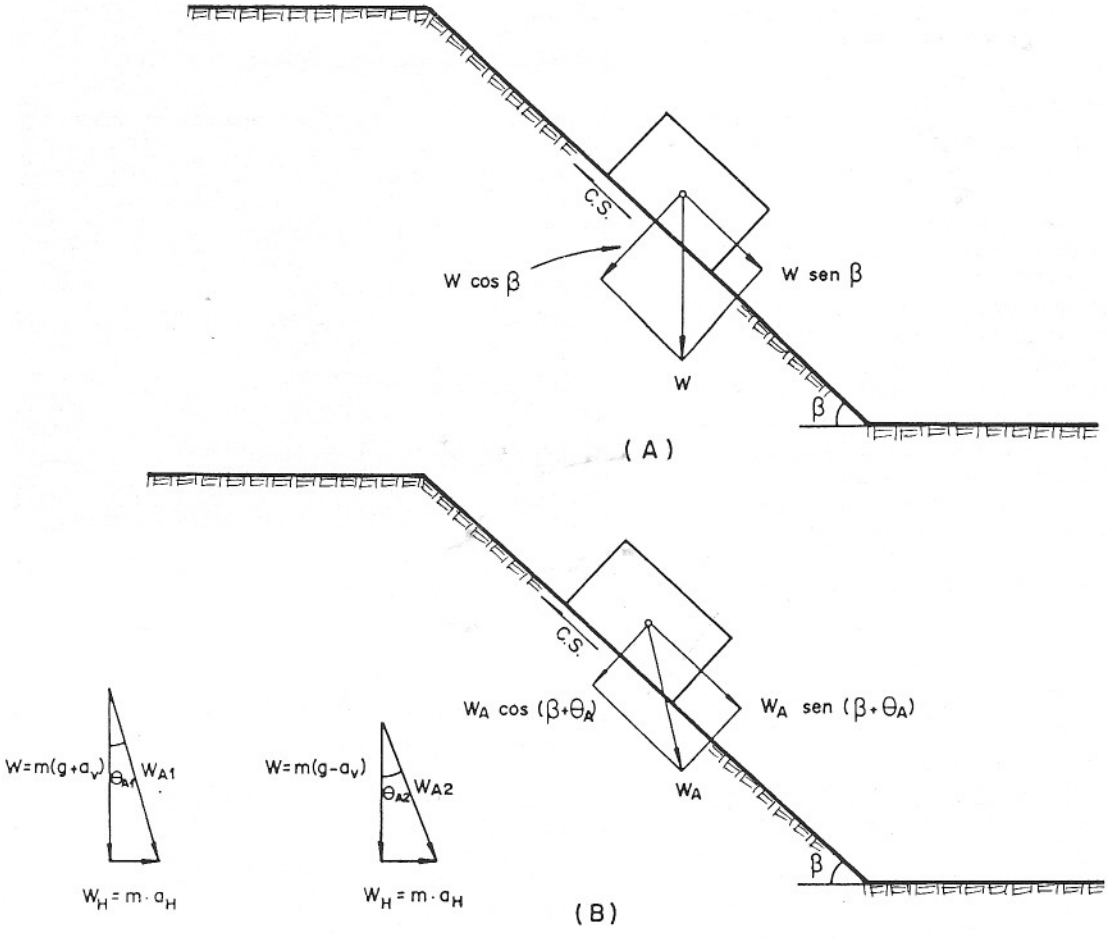


Figura 33.48. *Efecto desestabilizador de las vibraciones en un bloque apoyado sobre el talud.*

donde:

C_h = Cohesión.
S_p = Superficie de contacto del bloque.
W_A = Peso del bloque.
β = Angulo del talud.
$\varnothing$ = Angulo de fricción.
θ_A = Angulo provocado por la componente longitudinal de las vibraciones.

Para el caso particular de cohesión nula y con los siguientes valores «$\beta = 32°$ y $\phi = 37°$» el Factor de Seguridad es 1,2, pero si actúan las vibraciones con una componente longitudinal «$v_H = 6$ mm/s» con una frecuencia de 25 Hz «FS» pasa a ser 0,98 y se produce el deslizamiento del bloque.

Según el tipo de rotura, es posible desarrollar modelos de cálculo para determinar los Factores de Seguridad para diferentes niveles de vibración o viceversa, Fig. 33.49.

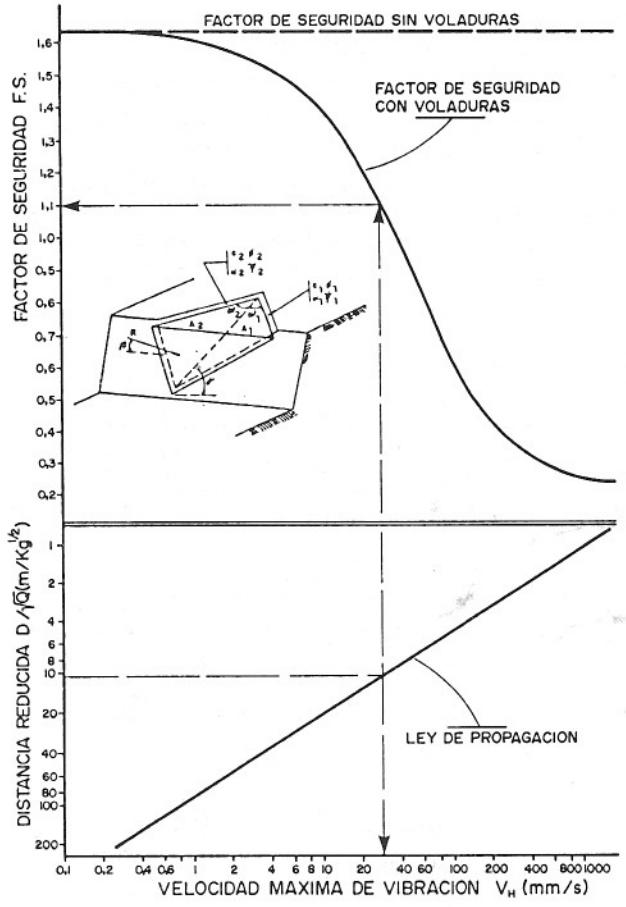


Figura 33.49. *Variación del Factor de Seguridad para un bloque de una rotura en cuña en función de la Distancia Reducida.*

11. EFECTO DE LAS VIBRACIONES SOBRE EL HORMIGON DURANTE EL PERIODO DE FRAGUADO

En la práctica real, se presentan numerosas situaciones en las que es preciso construir estructuras de hormigón simultáneamente con la ejecución de excavaciones por medio de voladuras, por ejemplo, revestimientos durante el avance de túneles, cimentaciones de los edificios de trituración primaria próximos a las cortas, etc.

En la Fig. 33.50 se recogen los criterios de prevención dados por Oriard según el tiempo de fraguado de los hormigones, aunque tales recomendaciones no se pueden hacer extensibles a todos los tipos de hormigón.

Como se observa, durante el período de fraguado de 0-4 h, el hormigón todavía no se ha endurecido y los niveles admisibles son relativamente altos. Desde las 4 h a las 24 h, comienza a endurecerse lentamente y después de los 7 días alcanza una resistencia que es aproximadamente los 2/3 de la final (28 días), permitiendo progresivamente una mayor intensidad de las vibraciones.

Las fórmulas empíricas que sirven para un cálculo orientativo de las cargas máximas operantes, según las edades de los hormigones y distancias al área de las voladuras, son:

Hormigón en masa o de relleno

$$Q = 38{,}20 \times 10^{-3} \times DS^{1{,}86} \times K \quad \text{(DS en m y Q en kg)}$$

siendo:

K = 1,0 para t = 0 – 4 horas
K = 0,16 » t = 4 – 24 horas
K = 0,3 » t = 1 – 3 días
K = 0,7 » t = 3 – 7 días
K = 2,3 » t = 7 – 10 días
K = 5,5 » t = + 10 días

Hormigón armado o estructural

$$Q = 14{,}55 \times 10^{-3} \times DS^{1{,}86} \times K \quad \text{(DS en m y Q en kg)}$$

siendo:

K = 1,0 para t = 0 – 4 horas
K = 0,08 » t = 4 – 24 horas
K = 0,37 » t = 1 – 3 días
K = 1,0 » t = 3 – 7 días
K = 3,0 » t = 7 – 10 días
K = 7,58 » t = + 10 días

Otros factores a tener en cuenta son las frecuencias características de las vibraciones, condiciones externas de fraguado, superficies de contacto roca-hormigón, etc.

Por otro lado, Isaac y Bubb (1981) resumen todas sus experiencias y las de investigadores escandinavos en

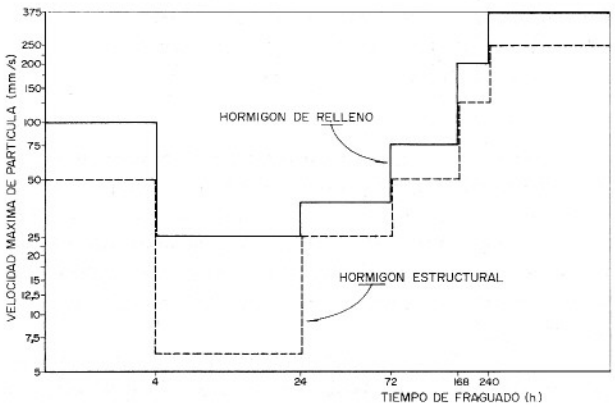


Figura 33.50. *Velocidades máximas de partícula en función del tiempo de fraguado.*

un gráfico donde según la resistencia adquirida por el hormigón se determina el nivel máximo de vibración, Fig. 33.51.

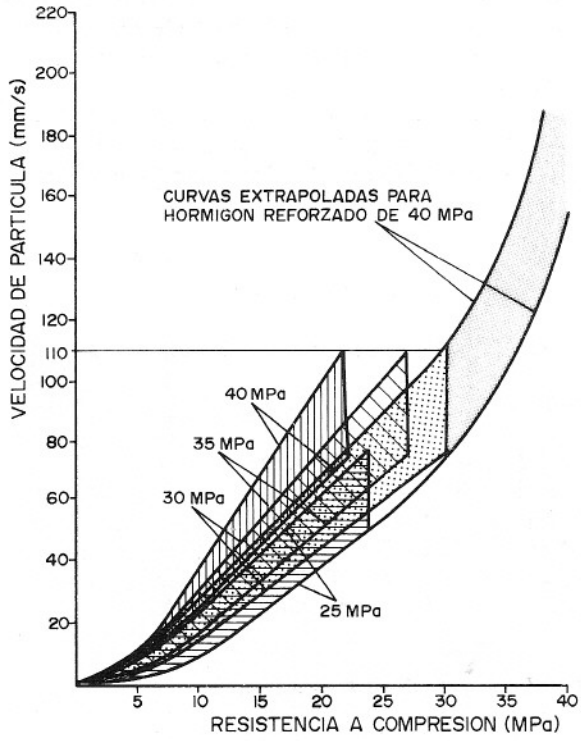


Figura 33.51. *Niveles de vibración admisibles según la resistencia del hormigón.*

En España, en la construcción de algunas centrales nucleares se han utilizado los siguientes criterios:

Hormigón de relleno

$$v_{adm}\ (mm/s) = 100 \times \frac{RC\ (t)}{15} \leq 100$$

siendo:

RC(t)= Resistencia adquirida por el hormigón tras un tiempo «t» (MPa).

con las limitaciones:

— Tiempo transcurrido tras el hormigonado ≥ 8 h.
— Velocidad máxima de partícula ≤ 100 mm/s.

Hormigón estructural

$$v_{adm}\ (mm/s) = 60 \times \frac{RC(t)}{25} \leq 100$$

Con las mismas limitaciones que en el caso anterior.

12. RECOMENDACIONES PARA REDUCIR LOS NIVELES DE VIBRACION DEL TERRENO Y ONDA AEREA

Aunque cada caso debe ser objeto de un análisis particular, se enumeran a continuación las principales medidas que pueden tomarse para aminorar las vibraciones generadas por las voladuras:

— Minimizar la carga de explosivo por unidad de microrretardo.
  - Reduciendo el diámetro de perforación.
  - Acortando la longitud de los barrenos.
  - Seccionando las cargas dentro de los barrenos e iniciándolas en tiempos distintos, Fig. 33.52.
  - Utilizando el mayor número de detonadores o tiempos de retardo posible, con explosores secuenciales o relés de microrretardo si se supera la serie comercial de detonadores eléctricos.

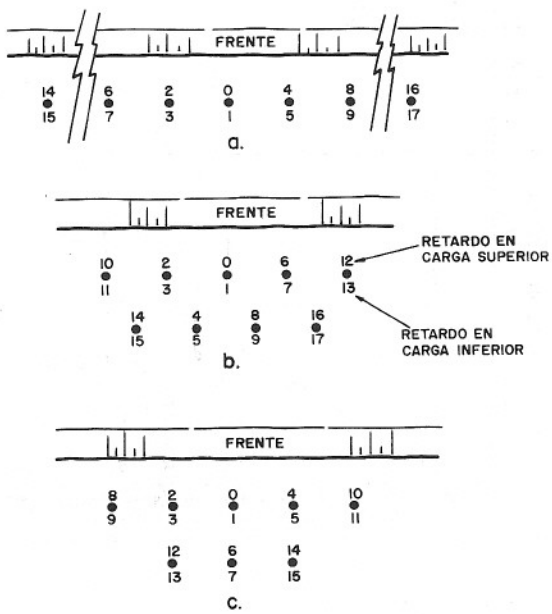


Figura 33.52. *Voladuras con cargas seccionadas dentro de los barrenos.*

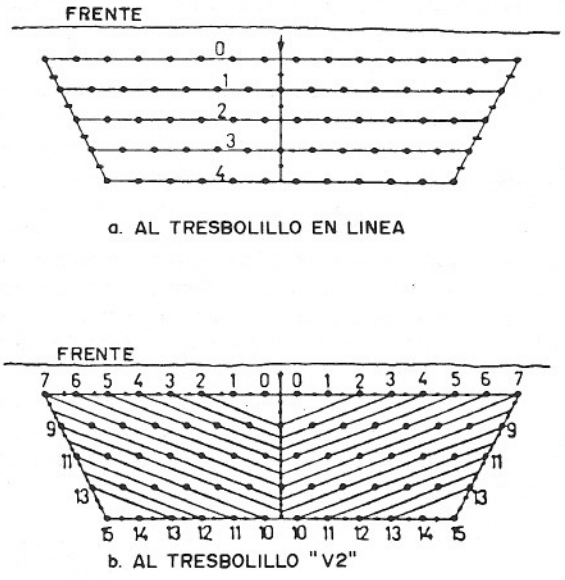


Figura 33.53. *Voladuras múltiples con el mismo número de barrenos y diferentes duraciones.*

— Reducir el número de barrenos con detonadores instantáneos, ya que éstos presentan menor dispersión que los números más altos de la serie.

— Elegir un tiempo de retardo entre barrenos y filas efectivas que evite una fuerte superposición de ondas y permita un buen desplazamiento de la roca.

— Disponer la secuencia de iniciación de modo que ésta progrese desde el extremo más próximo a la estructura a proteger alejándose de la misma.

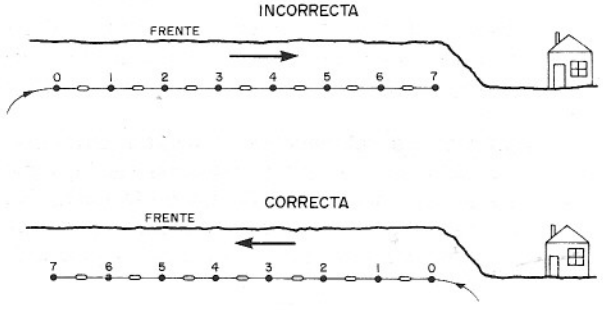


Figura 33.54. *Secuencias de encendido con relación a la estructura a proteger.*

— Utilizar el consumo específico adecuado, ya que una disminución de éste puede aumentar el confinamiento de las cargas y, por consiguiente, la intensidad de las vibraciones. Obviamente, un consumo excesivo da lugar a una sobrecarga innecesaria acompañada de grandes efectos perturbadores.

— Disponer el esquema con una relación «H/B > 2».

— Controlar la perforación para que las mallas coincidan con las nominales.

— Emplear sobreperforaciones con las longitudes mínimas necesarias para un buen arranque.

— Disponer los frentes con la mayor superficie libre posible.

— Crear pantallas o discontinuidades entre las estructuras a proteger y los macizos a volar.

Al igual que con las vibraciones terrestres, las recomendaciones para reducir el nivel de onda aérea son:

— Minimizar la carga de explosivo por unidad de microrretardo. (Ver la parte correspondiente a vibraciones terrestres).

— Elegir los tiempos de retardo de modo que la voladura progrese a lo largo del frente a una velocidad inferior a la del sonido en el aire (<340 m/s).

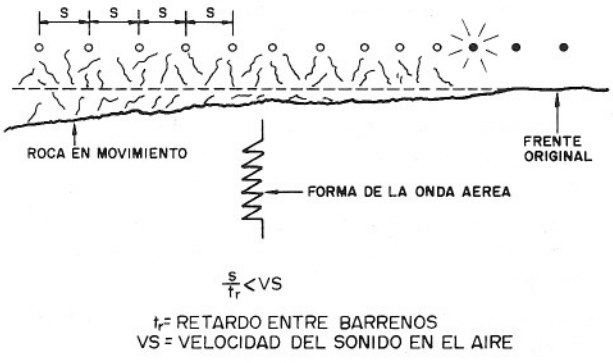


Figura 33.55. *Progresión de una voladura a lo largo de un frente y simulación de la onda aérea.*

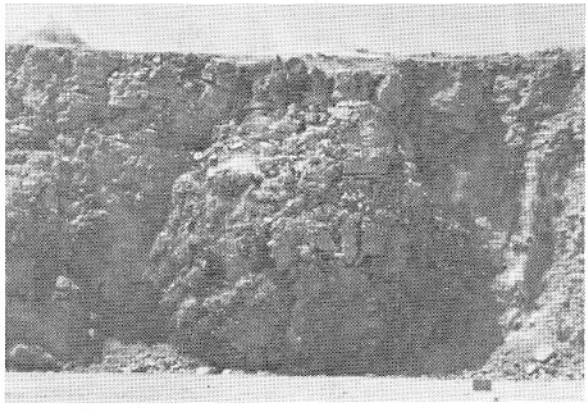


Foto 33.9. *Desplazamiento del frente en una voladura de un solo barreno de una campaña vibrográfica.*

— Aumentar el confinamiento de las cargas de explosivo con longitudes de retacado grandes «>25D», pero no excesivas, y emplear material inerte adecuado.

— Evitar el empleo de cordón detonante, y cuando éste sea necesario cubrirlo con arena fina con un espesor mínimo de 7 a 10 cm.

— No disparar las voladuras cuando la dirección del viento sea crítica.

— Seleccionar esquemas y secuencias que eviten el reforzamiento de ondas.

Foto 33.10. *Pruebas en campo para medir la efectividad de reducción de ruido y onda aérea de una cubierta de arena sobre cordón detonante.*

— Inspeccionar el estado de los frentes antes de las voladuras para corregir las cargas en los barrenos con piedras menores que las nominales.

— Controlar la carga de explosivo en terrenos con coqueras para eliminar las concentraciones puntuales.

— Disponer pantallas de tierra o vegetales entre las voladuras y los puntos receptores, Fig. 33.56.

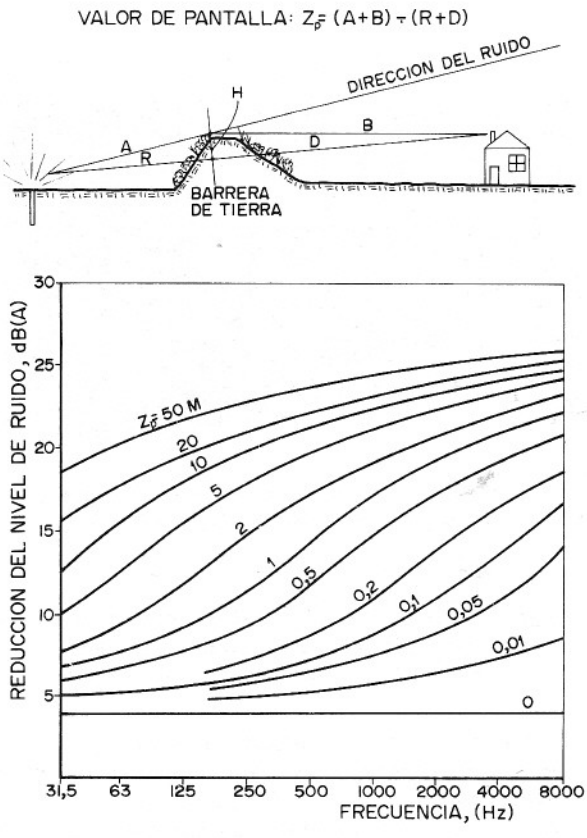


Figura 33.56. *Interposición de pantallas entre las voladuras y los puntos receptores.*

12.1. Reducción de las vibraciones con detonadores de precisión

El efecto de interferencia o superposición lineal de los trenes de ondas generados por las diferentes cargas de explosivo secuenciadas es un fenómeno al que en los últimos tiempos se le ha prestado mucha atención. Suponiendo que cada barreno de una voladura produce la misma vibración, pero retrasada en el tiempo por la secuencia de encendido, es posible simular el registro que se obtendría -con su velocidad máxima de partícula y frecuencias dominantes- al combinar las vibraciones de un conjunto de barrenos dispuestos con una geometría y secuencia de encendido dadas.

En la Fig. 33.57 se representa el procedimiento de simulación de las vibraciones de una voladura, disponiendo del registro real de la señal producida por un solo barreno.

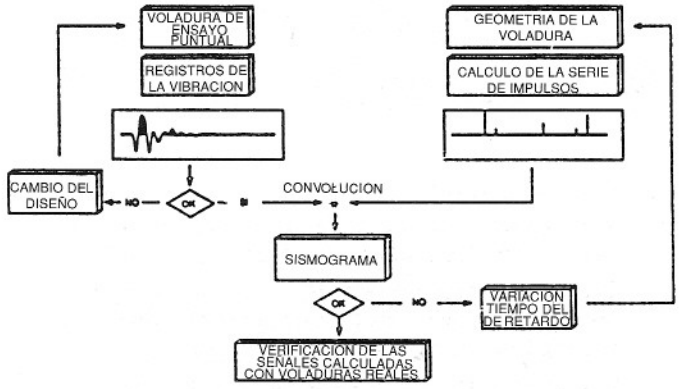


Figura 33.57. *Fases de la simulación de las vibraciones en voladuras múltiples.*

Como ejemplo de tales simulaciones, en la Fig. 33.58 se ilustra el resultado de superposición de dos trenes de ondas iguales entre los que existe un desfase de 40 ms.

En la práctica los detonadores de microrretardo presentan una dispersión en los tiempos de salida, tanto mayor cuanto más alto es el número de la serie. Por esta razón, las simulaciones con ordenador deben ser de tipo probabilístico más que determinístico, pudiendo

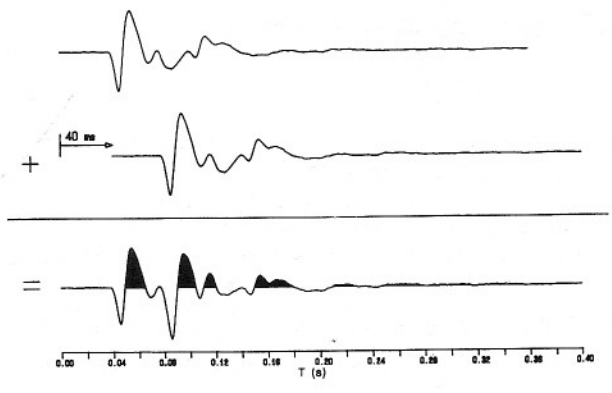


Figura 33.58. *Sismograma resultante de la superposición de dos trenes de ondas iguales desfasados 40 ms.*

aplicarse el método de Monte Carlo para establecer los tiempos de salida de cada carga mediante la generación de números aleatorios y uso de las funciones de densidad de los tiempos nominales de microrretardo.

Recientemente, con el desarrollo de detonadores de alta precisión, la antigua idea de conseguir la superposición o interferencias destructivas de las vibraciones, de forma tal que los picos y los valles de dos ondas se anulasen, y así disminuir las vibraciones, ha tomado cuerpo y constituye un campo en el que las investigaciones están dando sus frutos.

El uso de tales accesorios electrónicos junto con el empleo de explosores secuenciales permiten obtener una infinidad de combinaciones. La simulación de los resultados que se pueden obtener en las mismas facilita la elección de la más interesante para disminuir el nivel de vibración o controlar la frecuencia resultante.

En la Fig. 33.59 se representan los resultados de variación del tiempo de retardo, con incrementos de 1 ms, en la superposición de dos señales. Como puede observarse el retardo de 15 ms es el que proporciona la menor velocidad máxima de vibración.

De igual forma, se realiza el análisis espectral de Fourier, determinándose las frecuencias dominantes que se generarían. En la Fig. 33.60 pueden verse dos simulaciones correspondientes a una voladura de una fila y a otra múltiple donde se estudian distintos intervalos de retardo, múltiplos de 2 ms y 3 ms respectivamente. Cada fila del gráfico representa el espectro de frecuencias, con lo que puede determinarse la secuencia teórica óptima para evitar en una voladura con geometría prefijada las bajas frecuencias, que como ya se ha indicado son las más peligrosas.

Los dos casos que se representan son los siguientes:

A) Fila de 4 barrenos con incrementos de 2 ms entre cargas,

B) Dos filas de 4 barrenos, con 72 ms de retardo entre barrenos en fila, y 3 ms de incremento entre filas.

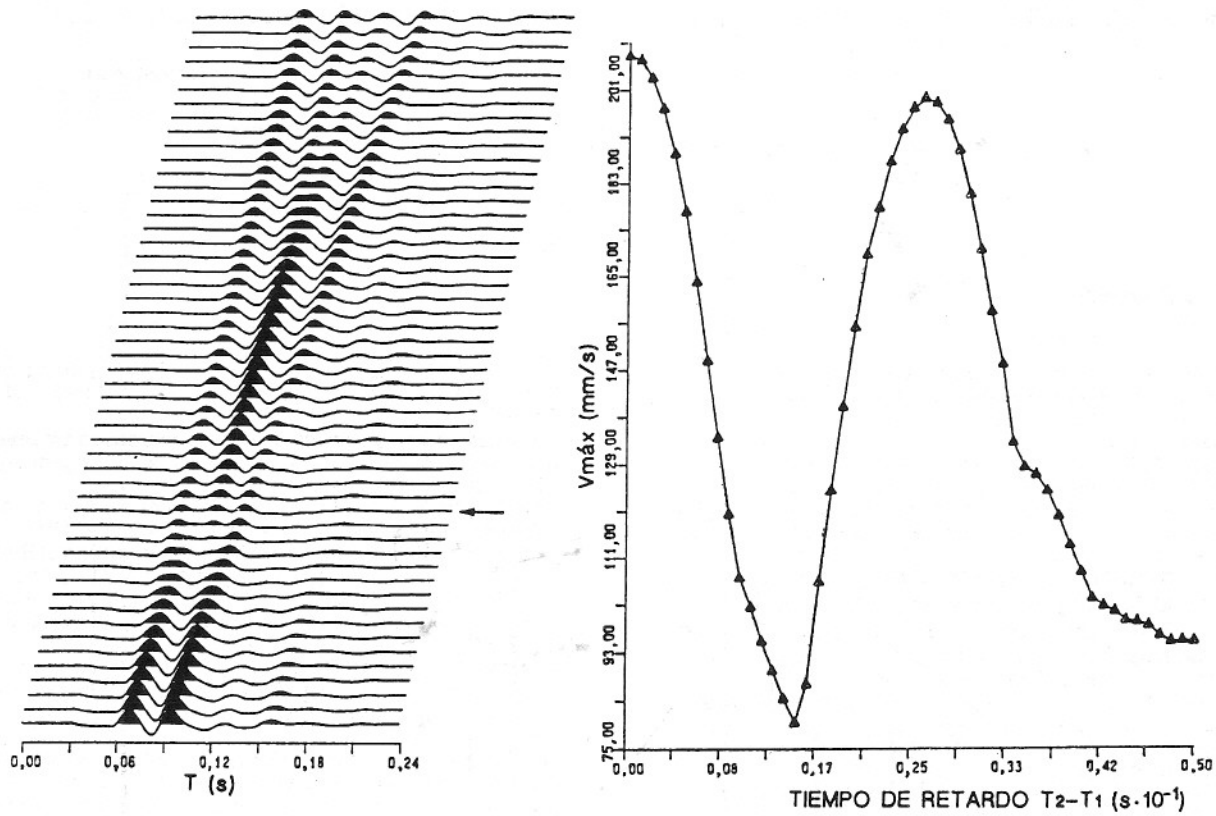


Figura 33.59. *Resultados de la superposición de dos señales sobre el valor pico de vibración al variar los tiempos de retardo.*

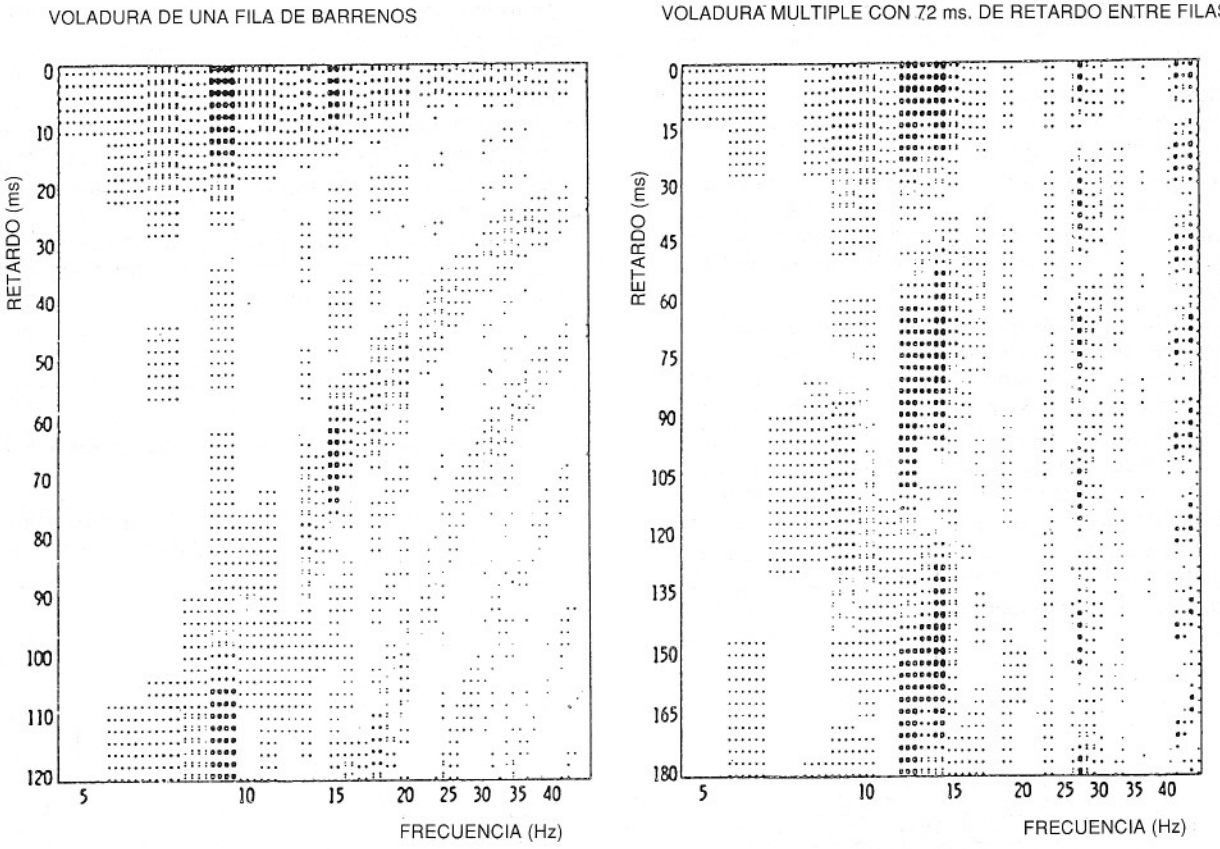


Figura 33.60. *Esquemas de frecuencia vs tiempo de retardo.*

BIBLIOGRAFIA

— ABAD, M.: «Puesta a Punto de un Equipo de Registro y Análisis de Voladuras. Resultados Obtenidos en Rocas Igneas». «Simposium sobre el Uso Industrial del Subsuelo», 1981.
— ALLARD, P., et al.: «Etude des Vibrations Engendrées par les Tirs de Mines», Scetaroute, février, 1986.
— ANDERSON, D. A., et al.: «A Method for Site-Specific Prediction and Control of Ground Vibrations from Blasting», SEE, 1986.
— ANDERSON, D.A.: «The 8 Minisecond Criterion». Have we Delayed Too Long in Questioning it. S.E.E. 1989.
— ANDREWS, A.B.: «Control of Ground Vibration from Surface Blasting Operations using Computer Simulations to Evaluate the Effects of Cap Scatter». S.E.E. 1990.
— ANDREWS, A. B.: «Design Criteria for Sequential Blasting». E.I. Dupont de Nemours Co., 1980.
— ASHLEY, C.: «Blasting in Urban Areas», Tunnels & Tunneling, vol. 8, sept 1976.
— BARKLEY, R. C., et al.: «Ground and Air Vibrations Caused by Surface Blasting», N.T.I.S., 1983.
— BIRCH, W. J., et al.: «Predictions of Ground Vibrations from Blasting on Opencast Sites», NCB Opencast Executive, 1982.
— BOLLINGER, G. A.: «Blast Vibration Analysis», 1971.
— CLARK, D., et al.: «Vibration: It's Effect & Measurement Techniques at or Near Dwellings», Technical Report, Nitro Consult, 1982.
— CHAE, Y. S.: «Design of Excavation Blasts to Prevent Damage», Civil Engineering, ASCE, vol. 48, april 1978.
— DOWDING C. H.: «Blast Vibration Monitoring and Control», Prentice-Hall, Inc., 1985.
— EDWARDS, A. J., and NORTHWOOD, T. D.: «Experimental Studies of the Effects of Blasting on Structures», The Engineer, vol. 210, sept. 1960.
— ESTEVES, J. M.: «Control of Vibrations Caused by Blasting», Memoria 498, Laboratorio National de Engenharia Civil, Lisboa, 1978.
— FOGELSON, D. E.: «U.S. Bureau of Mines Research on Vibrations from Blasting», L'Industrie Minerale, 1971.
— GERMAN INSTITUTE OF STANDARDS: «Vibration of Building. Effects on Structures», Pastfach 1107, DIN 4150.
— GHOSH, A., and DAEMEN, J. K.: «A Simple New Blast Vibration Predictor-Based on Wave Propagation Laws», 24th, U.S. Symposium on Rock Mechanics, 1983.
— HAGAN, T. N.: «The Design of Blasting Procedures to Ensure Acceptable Noise Arirblast and Ground Vibrations in Surface Coal Mining», Environmental Control in Coal Mining, 1980.
— HENDRON, A. J., and ORIARD, L.: «Specifications for Controlled Blasting and Civil Engineering Projects», Proceedings North American Rapid Excavation and Tunneling Conference, AIME, 1972.
— HIDALGO, E., et al.: «La Medida de la Onda de Baja Frecuencia Producida por las Voladuras», VIII Simposio Nacional sobre Reconocimiento de Macizos Rocosos, 1984.
— HINZEN, K.G. et al.: «A New Approach to Predict and Reduce Blast Vibration by Modelling of Seismograms and Using a New Electronic Initiation System». S.E.E. 1987.
— HOLMBERG, R., and PERSSON, P. A.: «Design of Tunnel Perimeter Blasthole Patterns to Prevent Rock Damage», Proc. Tunnelling'79.
— LANDE, G., et al.: «Controlled Tunnel Blasting», Tunnels &

Tunnelling, 1982.
— LA ORDEN, L.: «Acciones Sísmicas en la Edificación», Instituto Eduardo Torroja, 1973.
— LEET, L. D.: «Vibrations from Construction Blasting», The Explosives Engineer, 1960.
«Effects Produced by Blasting Rock», Hercules Inc., 1974.
— LINEHAN, P., and WISS, J. F.: «Vibration and Air Blast Noise from Surface Coal Mine Blasting», SME-AIME Fall Meeting, 1980.
— LOPEZ JIMENO, C.: «Las Voladuras Submarinas y sus Efectos Ambientales», I Curso sobre Control de Vibraciones Producidas por Voladuras. Fundación Gómez-Pardo, 1982.
«Criterios de Prevención de Daños para Vibraciones Generadas por Voladuras y Transmitidas a Través del Terreno», E.P.M., 1982.
«Efectos Desestabilizadores en Taludes Rocosos por Acción de las Vibraciones Generadas en Voladuras», II Curso sobre Control de Vibraciones Producidas por Voladuras. Fundación Gómez Pardo, 1983.
«Ajuste Estadístico de Leyes de Propagación de las Vibraciones Terrestres», I Seminario de Ingeniería de Arranque de Rocas con Explosivos en Proyectos Subterráneos, Fundación Gómez Pardo, 1986.
— LOPEZ JIMENO, C., y ABAD, M.: «El Seccionado de Cargas: Una Técnica Eficaz para Disminuir el Nivel de Vibraciones», Canteras y Explotaciones, noviembre 1986.
— LOPEZ JIMENO, C., y E.: «Principales Parámetros de Diseño en las Voladuras a Cielo Abierto y su Conexión con los Fenómenos Vibratorios», Tecniterrae, agosto-septiembre 1983.
— LOPEZ JIMENO, E.: «La Voladura de Rocas y las Alteraciones Ambientales», Canteras y Explotaciones, septiembre 1985.
— MEDEARIS, K.: «Rational Damage Criteria for Low-rise Structures Subjected for Blasting Vibrations». Proceeding Institution of Civil Engineers, sep. 1982.
— MEIN-BAN LO: «Prediction of Ground Vibration Induced by Pile Driving», 15th. Conference on Structural Engineering, Filipinas, 1981.
— NORMA UNE 22 381 93.: «Control de Vibraciones Producidas por Voladuras». B.O.E. 10 de Junio, 1993.
— ORIARD, L. L., et al.: «Short-Delay Blasting at Anaconda's Berkeley Open Pit Mine, Montana». AIME, Annual Meeting, Nevada, 1980.
— ORIARD, L.: «Notes from Blast Damage Orientation», 1984.
— PERSSON, P. A.: «Underground Blasting in a City», Subsurface Space, 1980.
— PHANG, M. K., et al.: «Investigation of Blast-Underground Vibrations from Surface Mining», The University of Alabama, 1983.
— PRESTON, C. J.: «New Methods in Production Blast Monitoring and Optimization», Du Pont Canada Inc., 1983.
— SHOOP, S. A., et al.: «Site-Specific Predictions of Ground Vibrations Induced by Blasting», Annual Meeting of SME/AIME, 1983.
— SISKIND, D. E. et al.: «Structure Response and Damage Produced by Airblast from Surface Mining», U.S. Bureau of Mines, RI, 8485, 1980.
«Structure Response and Damage Produced by Ground Vibration from Surface Mine Blasting», U.S. Bureau of Mines, RI 8507, 1980.
— SKIPP, B. O.: «Blasting Vibrations - Ground and Structure Response», Dynamic Waves in Civil Engineering, 1970.
«Ground Vibration Instrumentation a General Review», Instrumentation for Ground Vibration and Earthquakes, 1978.
— SMITH, N. S.: «Contribution of Sub-grade Explosive Charge as a Source of Ground Vibrations in Bench Blasting», University of Missouri, Rolla, 1979.
«An Investigation of the Effect of Explosive Primer Location on Rock Fragmentation and Ground Vibrations», University of Missouri, Rolla, 1983.
— STACHURA, V. J., et al.: «Airblast and Ground Vibration Generation and Propagation from Contour Mine Blasting», U.S. Bureau of Mines, RI, 8892, 1984.
— STAGG, M. S., et al.: «Measurement of Blast Induced Ground Vibrations and Seismograph Calibration», U.S. Bureau of Mines, RI, 8506, 1980.
— STAGG, S., et al.: «Effects of Repeated Blasting on a Wood-Frame House», U.S. Bureau of Mines, RI, 8896, 1984.
— SWEDISH STANDARD SS 460 48 66.: «Vibrations and Shock-Guidance Levels for Blasting-Induced Vibrating in Building». Suecia. 1991.
— WALKER, S.: «Development of Response Spectra Techniques for Prediction of Structural Damage from Open-Pit Blasting Vibrations», University of Leeds, 1981.
— WALTER, E. J.: «Decay of Seismic Pulses Near the Source», Earthquake Notes, 1960.
— WINZER, S. R.: «Initiator Firing Times and Their Relation Ship to Blasting Performance», 20th, U.S. Symposium on Rock Mechanics, 1979.

Capítulo 34

LAS PROYECCIONES Y SU CONTROL

1. INTRODUCCION

Las proyecciones son lanzamientos incontrolados de fragmentos de roca que se producen en las voladuras y que constituyen una de las fuentes principales de daños materiales y lesiones a personas.

Las condiciones que favorecen la aparición de proyecciones son las siguientes:

A. La geología

Las rocas intensamente fracturadas y diaclasadas presentan una mayor facilidad para dar lugar a proyecciones que las rocas masivas y homogéneas. Sin embargo, como éstas últimas precisan de grandes cantidades de energía para obtener el grado de fragmentación requerido, es generalmente con este tipo de rocas con las que estas perturbaciones son más frecuentes.

Un control muy cuidadoso se debe tener en las voladuras realizadas en terrenos karstificados con gran número de cuevas y coqueras.

B. El explosivo y su distribución

Los explosivos que tienen una Energía de Burbuja elevada (e.g. el ANFO) producen mayores lanzamientos de la roca que otros cuya componente de Energía de Tensión es más elevada (e.g. explosivos gelatinosos).

En cuanto a la distribución del explosivo, es preciso comprobar que las variables geométricas de la voladura coinciden con las de diseño, especialmente en los siguientes casos:

— Cuando la parte superior del banco se encuentra fracturada como consecuencia de una sobreperforación excesiva de los bancos del nivel anterior o no se dispone de un retacado suficiente para eliminar el riesgo de bocazos. Fig. 34.1.

— Cuando el frente de la voladura es muy irregular, y existen zonas a lo largo de la columna de explosivo con un valor de la piedra muy reducido.

C. El diseño de la voladura

Como ya se ha indicado en otros capítulos, el control de las proyecciones comienza con el correcto diseño de las voladuras. En las voladuras múltiples, además de inspeccionar el estado del frente de la pega y dimensionar correctamente el retacado, es fundamental elegir adecuadamente los tiempos de retacado entre filas, con el fin de evitar un confinamiento excesivo de los últimos barrenos que puedan dar lugar a proyecciones.

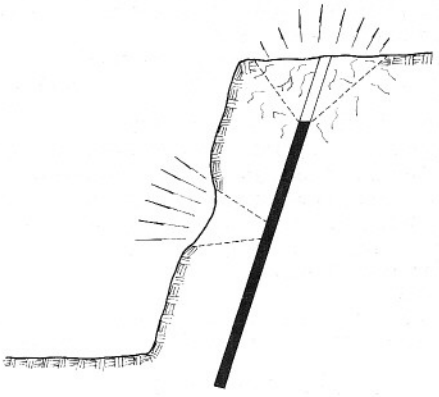


Figura 34.1. *Causas de proyecciones.*

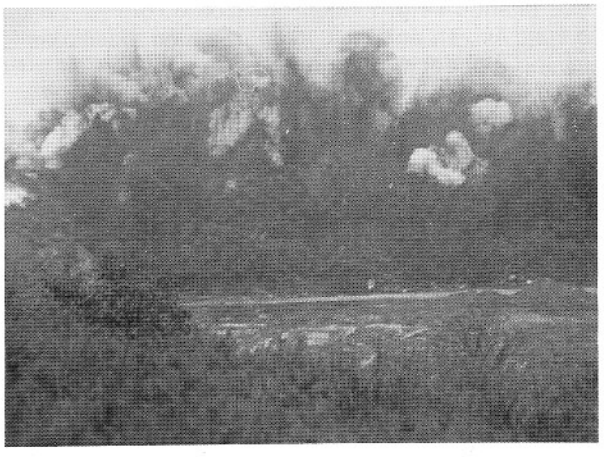


Foto 34.1. *Proyecciones de roca durante las voladuras.*

2. MODELOS DE ALCANCE DE LAS PROYECCIONES

Una herramienta de predicción de las distancias máximas que las proyecciones pueden alcanzar la constituyen los modelos empíricos propuestos por los suecos Lundborg y Persson y el americano Roth.

A continuación, se describen someramente los puntos más importantes de los citados modelos.

2.1. Modelo Sueco

La Swedish Detonic Research Foundation (1975) desarrolló un modelo teórico que permite estimar la distancia máxima alcanzada por un fragmento en unas condiciones óptimas.

A partir de ensayos a escala, con filmaciones fotográficas de alta velocidad y cálculos teóricos, llegan a proponer la siguiente expresión para determinar las velocidades iniciales de proyección en aquellas voladuras donde se produce el efecto cráter:

$$v_o = \frac{10\ D \times 2600}{T_b \times \rho_r}$$

siendo:

v_o = Velocidad inicial (m/s).
D = Diámetro del barreno (pulg).
T_b = Tamaño de los trozos de roca (m).
ρ_r = Densidad de la roca (kg/m^3).

Utilizando las expresiones clásicas del movimiento balístico y teniendo en cuenta que el producto «$V_o \times T_b \times \rho_r$» depende del diámetro del barreno, calculan en función de éste los alcances máximos de proyección.

Los resultados obtenidos se recogen en la Fig. 34.2, o analíticamente pueden obtenerse a partir de:

$$L_{max} = 260 \times D^{2/3}$$
$$T_b = 0{,}1 \times D^{2/3}$$

En la práctica de las voladuras en banco, se ha comprobado que los alcances son mucho más pequeños que cuando se producen bocazos o roturas del tipo cráter. Así, en aquellas voladuras bien diseñadas los alcances pueden estimarse a partir de la Fig. 34.3. Por ejemplo, para un consumo específico de 0,5 kg/m^3 el alcance máximo vendría dado por:

$$L_{max} = 40 \times D$$

y si los barrenos estuvieran perforados a 102 mm (4"), valdría:

$$L_{max} = 160\ m$$
$$T_b = 0{,}25\ m$$

2.2. Modelo americano

Este modelo, debido a Roth (1979), parte de la ecuación propuesta por Gurney para el cálculo de la

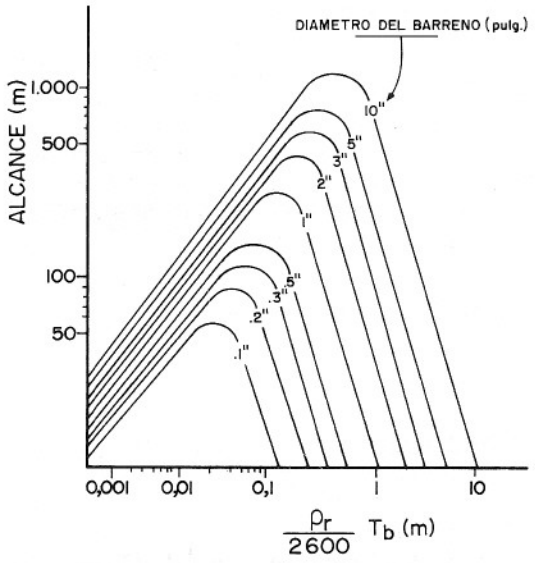


Figura 34.2. *Alcances máximos de las proyecciones en función del tamaño de los fragmentos y diámetro de los barrenos (Lundborg y otros).*

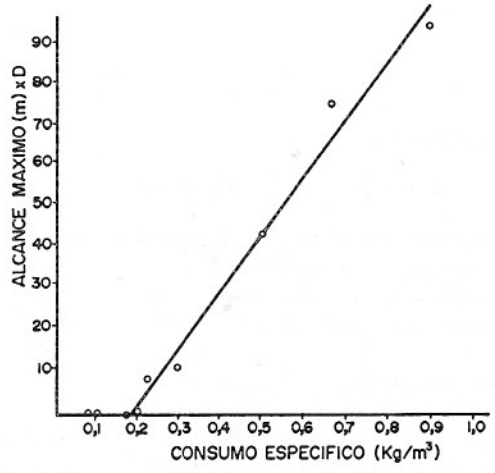


Figura 34.3. *Alcances máximos en las voladuras en banco en función de los consumos específicos de explosivo (Lundborg y otros).*

velocidad inicial de los fragmentos propulsados por un explosivo:

$$v_o = \sqrt{2E} \times f(q_l/m_l)$$

donde:

v_o = Velocidad inicial.
$\sqrt{2E}$ = Constante de Gurney, función del explosivo.
q_l = Concentración de explosivo por unidad de longitud.
m_l = Masa total de material por unidad de longitud.

Para las proyecciones procedentes de frentes verticales la fórmula se ha modificado a:

$$v_o = \sqrt{2E'} \times q_1/m_1$$

Siendo $\sqrt{2E'}$ más pequeño que $\sqrt{2E}$, ya que la dirección de la detonación es tangencial a la roca. El autor sugiere para muchos explosivos tomar $\sqrt{2E'} = VD/3$, donde «VD» es la velocidad de detonación. Para el ANFO el valor del radical es «0,44 D».

Si se tienen en cuenta las pérdidas de energía, la ecuación anterior se transforma en:

$$v_o^2 = 2 \times E' \times \left(\frac{q_1}{m_1}\right) \times \left[1 - \frac{K1 \times E_s + K_2 \times E_j}{E'}\right] - 2\,K_3 \times E_r$$

donde:

E_s = Energía sísmica generada por unidad de peso de explosivo.
E_j = Energía para triturar una unidad de peso de roca.
E_r = Energía absorbida para fragmentar una unidad de peso de roca.
K_1, K_2, K_3 = Constantes de proporcionalidad.

Las ecuaciones de «v_o^2» expresadas en $(m/s)^2$ para diversos tipos de roca se transforman en:

Granito

$$V_o^2 = 3{,}487 \times 10^6 \, (q_1/m_1) - 584$$

Calizas y dolomías

$$V_o^2 = 3 \times 10^6 \, (q_1/m_1) - 200$$

Recurriendo nuevamente a las fórmulas del movimiento balístico, pueden estimarse los alcances máximos teóricos en las voladuras de un solo barreno.

Para las proyecciones procedentes del frente libre esas estimaciones pueden llevarse a cabo a partir de los ábacos de las Figs. 34.4 y 34.5, siendo necesario conocer el tipo de roca, el diámetro del barreno, la dimensión de la piedra y el tipo de explosivo. Como esos ábacos se han determinado para el ANFO, en caso de utilizar hidrogeles, las distancias deben aumentarse en un 50%. El valor de la piedra debe también corregirse si existen cavidades o robos de piedra en el frente libre por las voladuras precedentes.

Para el caso de las proyecciones que se producen en la parte superior de los bancos, se propone una aproximación empírica basada en la profundidad reducida o ponderada «$h/Q^{1/3}$», donde «h» es la profundidad del extremo de la carga y «Q» la cantidad total del explosivo. Fig. 34.6.

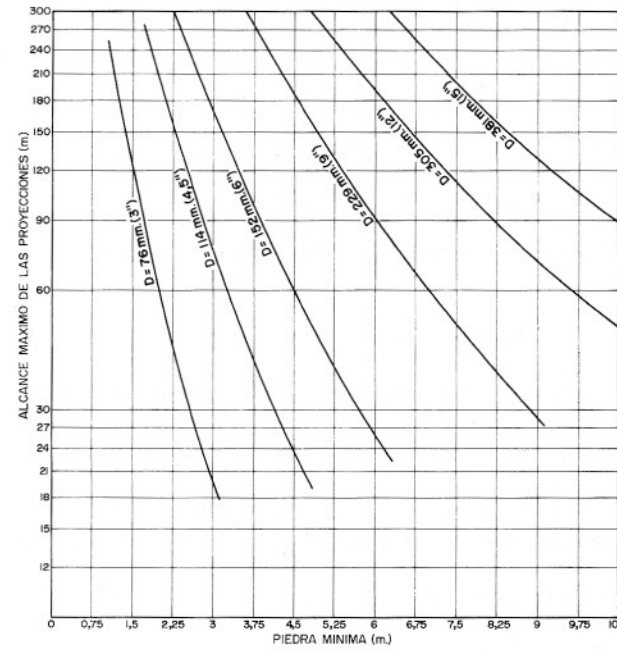


Figura 34.4. *Alcances máximos de proyecciones procedentes de frentes verticales en bancos de caliza con explosivos tipo ANFO.*

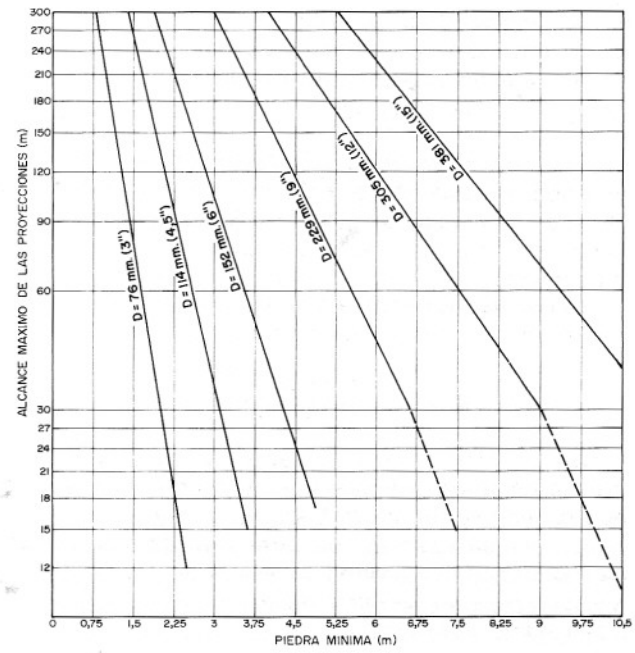


Figura 34.5. *Alcances máximos de proyecciones procedentes de frentes verticales en bancos de granito con explosivos tipo ANFO.*

3. PROTECCIONES

Se denominan protecciones a todos aquellos elementos que se utilizan para cubrir las voladuras con el fin de evitar las proyecciones de roca u otros materiales sólidos que pudieran producir daños a personas, edificios, etc.

Los sistemas de protección, de forma general, deben cumplir las siguientes características:

— Peso reducido y alta resistencia.
— Facilidad de unión o entramado de elementos.
— Permeabilidad a los gases.

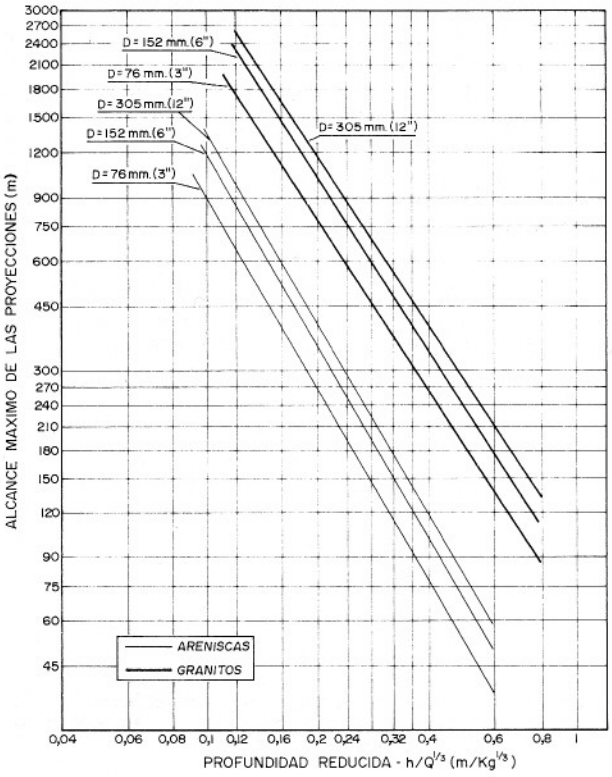


Figura 34.6. *Alcances máximos de proyecciones procedentes de las superficies de los bancos de granitos y areniscas con explosivos tipo ANFO.*

— Facilidad de colocación y retirada.
— Económicos y recuperables para otras pegas.
— Alta capacidad para cubrir grandes superficies, etc.

Según el tipo de voladura de que se trate se elegirán diferentes elementos de protección.

3.1. Voladuras en zanjas y excavación de solares

Cuando se realizan voladuras en zanjas de dimensiones reducidas y existen núcleos habitados próximos, se puede utilizar un recubrimiento de arena suelta con unos espesores equivalentes a las longitudes de retacado, manteniendo un mínimo de 0,8 a 1 m.

Debido al peso de la arena, las cargas de explosivo

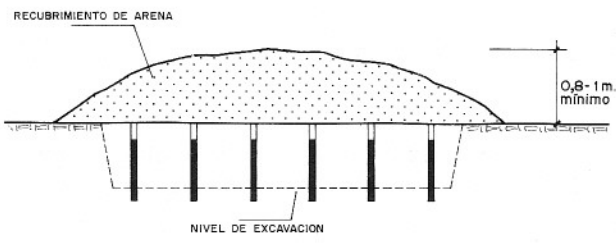


Figura 34.7. *Protección de una voladura en zanja mediante una cubierta de arena.*

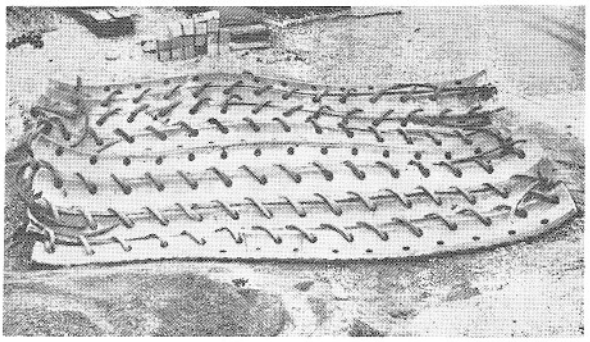


Foto 34.2. *Sistema de protección con neumáticos entramados.*

deben ser algo mayores a las de las voladuras no protegidas.

Otro sistema es el constituido por trozos de bandas transportadoras que se solapan y se fijan al terreno, por ejemplo, con sacos terreros. También pueden emplearse, complementariamente, mallas o telas metálicas, redes de nylon, neumáticos entramados, etc.

En la excavación de solares con explosivos el sistema más utilizado es el de las bandas transportadoras. Estas deben cubrir tanto la superficie horizontal de la pega como la cara libre del banco. Fig. 34.8.

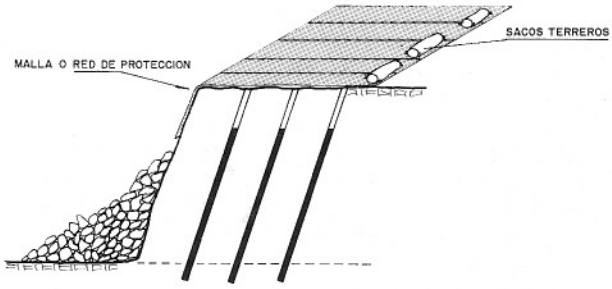


Figura 34.8. *Protección de voladura en banco.*

En todos los casos es necesario cerciorarse de que los circuitos de conexión antes y después de colocar las protecciones están bien.

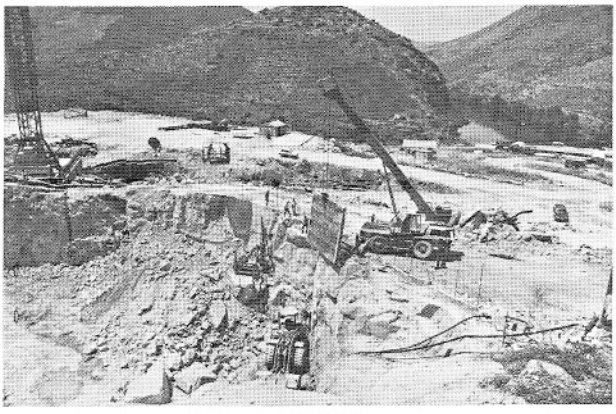


Foto 34.3. *Colocación de una protección pesada sobre una pequeña voladura.*

3.2. Taqueos

Las voladuras secundarias son una fuente habitual de proyecciones. Para controlar éstas, además de utilizar los sistemas de protección ya comentados, es recomendable que los bolos se aparten a áreas donde no estorben a la operación, y lo suficientemente cerradas por los taludes de las explotaciones para eliminar parte del ruido producido durante el taqueo y, al mismo tiempo, aprovechar el efecto pantalla de los frentes con respecto a los trozos de roca que pudieran proyectarse.

3.3. Demoliciones

En los trabajos de demolición los barrenos efectuados en los elementos estructurales exteriores deben protegerse con pantallas de gravedad, formadas en la mayoría de los casos por bandas transportadoras colgadas. En su colocación se suelen utilizar pistolas especiales de clavos, siendo necesario que por debajo de los puntos de anclaje exista holgura suficiente entre la banda y el elemento a demoler para facilitar el escape de los gases, pues de lo contrario, con la salida de los primeros barrenos se produciría el desprendimiento de la protección.

Otras protecciones complementarias son las telas metálicas y las pacas de paja.

Por otro lado, como las partes interiores de las estructuras no suelen protegerse, es preciso cerrar todos los huecos de puertas y ventanas exteriores para evitar la salida de proyecciones desde dentro. En estos trabajos, se utilizan materiales más pesados como son los tableros de madera, chapas metálicas, sacos terreros, etc., que deben instalarse antes de la carga de los barrenos para eliminar posibles daños a los hilos del circuito de la voladura. En ocasiones, todo el perímetro de la estructura a demoler se cubre con unas láminas geotextiles que actúan de protecciones ligeras complementarias.

3.4. Puestos de disparo de las pegas

En cualquier explotación a cielo abierto, en las voladuras existe un desplazamiento de la pila de material deseado, una distancia de proyecciones normal y un área de seguridad alrededor de la voladura. Las dimensiones de esas zonas dependen de las características de las voladuras, por lo que pueden variar de un caso a otro. No obstante, los modelos de predicción pueden servir como herramientas de definición de esas tres zonas.

Las proyecciones que caigan dentro del área de seguridad, pero más allá del alcance normal, así como las que superen dicho área, deben ser objeto de estudio para establecer el origen de las mismas y las medidas correctoras a tomar.

En lo relativo al lugar donde se sitúa el artillero para disparar las pegas, debe estar situado fuera del área de seguridad, y utilizarse un sistema de protección eficiente como son las campanas metálicas de seguridad, Fig. 34.10, labores subterráneas próximas, cazos de excavadoras, etc.

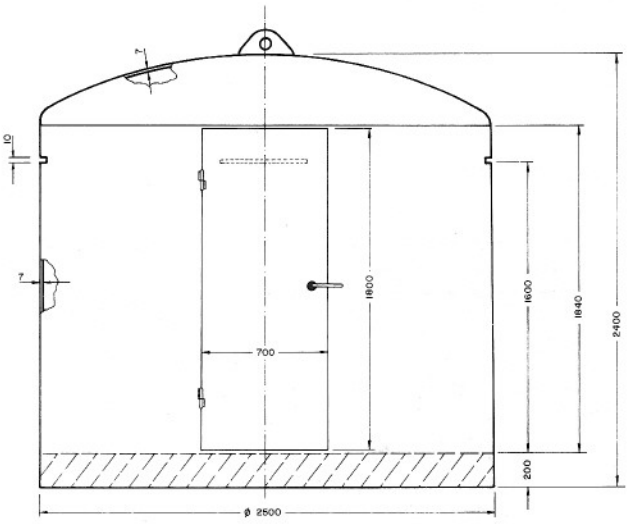


Figura 34.10. *Campana de seguridad para protección del artillero.*

4. RECOMENDACIONES PARA LA EJECUCION DE LAS VOLADURAS EN BANCO

Para controlar las proyecciones producidas en las voladuras en banco, además de utilizar los elementos de protección adecuados, deben seguirse las siguientes recomendaciones:

— Perfecto replanteo de los esquemas de perforación, sobre todo en terrenos con perfil irregular. Fig. 34.11.

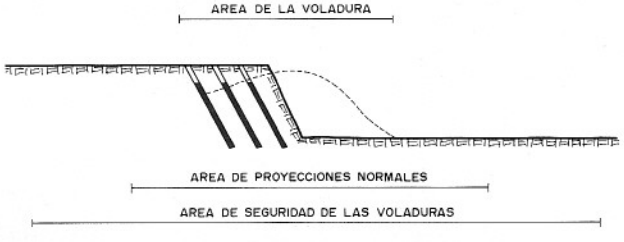


Figura 34.9. *Areas alrededor de las voladuras en función de las proyecciones.*

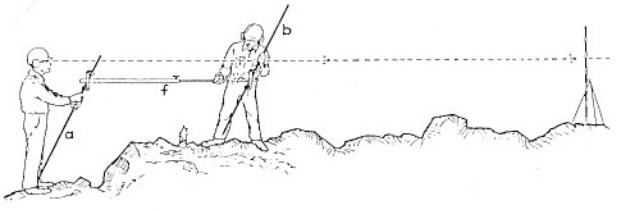


Figura 34.11. *Replanteo de una voladura en terrenos irregulares.*

— Control de las desviaciones y profundidades de los barrenos.
— Medida de la piedra de los barrenos de las primeras filas.
— Comprobación de existencia de coqueras en el macizo rocoso.
— Control de la carga del explosivo y su distribución a lo largo del barreno.
— Ejecución cuidadosa del retacado, midiendo su longitud y empleando el material adecuado.
— Elección de una secuencia de encendido que proporcione una buena salida de la voladura.
— Iniciación en el fondo de los barrenos.

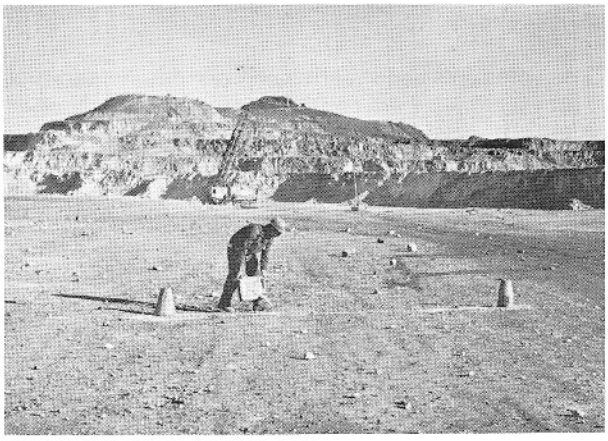


Foto 34.4. *Replanteo y señalización de los puntos de emboquille en una voladura de gran diámetro.*

BIBLIOGRAFIA

— BERGERON, M.: «Controle des Roches Volantes a la Mine Jeffrey», SEEQ, 1986.
— LOPEZ JIMENO, C.: «Estudio de la Excavación de una Central Térmica», Proyecto Fin de Carrera, ETS Ing. de Minas, Madrid, 1978.
— LUNDBORG, N., et al.: «Keeping the Lid on Flyrock in Open-Pit Blasting», E/MJ, may 1975.
— MELNIKOV, N., and CHESNOKOV, M.: «Safety in Opencast Mining», MIR Publishers, Moscow, 1969.
— ROTH, J.: «A Model for the Determination of Flyrock Range as a Function of Shot Conditions», Bureau of Mines, Open File Report, 77-81.
— TAMROCK: «Handbook on Surface Drilling and Blasting», 1984.

Capítulo 35

MEDIDAS DE SEGURIDAD EN LOS TRABAJOS DE PERFORACION Y VOLADURA

1. INTRODUCCION

Para que los trabajos de perforación y voladura de rocas se realicen en condiciones de seguridad, es preciso que en tales operaciones se observen los siguientes aspectos:

1. Cumplimiento de las Normas y Reglamentaciones vigentes.
2. Formación técnica de los operadores, artilleros y personal manipulador de explosivos con cursos periódicos adecuados.
3. Utilización de máquinas, explosivos, accesorios y sistemas de iniciación en condiciones de seguridad.

Los técnicos responsables deben pues arbitrar las medidas oportunas para cubrir esas tres facetas, ya que de lo contrario el riesgo de accidentes aumentará debido al exceso de confianza, a las distracciones, al desconocimiento, a la infracción de normas de seguridad, etc.

En el presente capítulo se enuncian, con carácter general, unas recomendaciones básicas de seguridad que, obviamente, deben complementarse con lo prescrito en la Legislación vigente.

Las disposiciones oficiales en materia de explosivos en España están recogidas en los siguientes Reglamentos:

— Reglamento de Explosivos (Real Decreto 2114/1978).

— Reglamento General de Normas Básicas de Seguridad Minera. Instrucciones Técnicas Complementarias en materia de explosivos. (B.O.E. 11 de abril de 1986).

ITC. 10.0.01. Explosivos. Normas generales.
ITC. 10.0.02. Explosivos. Transportes interiores.
ITC. 10.1.01. Explosivos. Almacenamiento.
ITC. 10.2.01. Explosivos. Utilización.
ITC. 10.2.02. Explosivos. Disparo con explosivo a horarios no preestablecidos en minas subterráneas de carbón y labores con riesgo de explosión.
ITC. 10.3.01. Explosivos. Voladuras especiales.
ITC. 10.4.01. Explosivos. Disposiciones especiales para trabajos con gases o polvos inflamables o explosivos.

— Reglamento de Transportes de Mercancías Peligrosas por Carretera (TPC). (Real Decreto 1999/1979 de 29 de junio, modificado por Real Decreto 1677/1980 de 29 de agosto y Real Decreto 1723/1984 de 20 de junio).

2. PERFORACION DE BARRENOS

2.1. Medidas generales de seguridad en la perforación de barrenos

La operación de perforación implica la adopción de una serie de medidas de seguridad con el fin de minimizar los riesgos potenciales, tanto humanos como materiales.

— La perforación se realizará de acuerdo con la normativa existente, oficial o establecida en el reglamento interior de la empresa.
— El personal de operación deberá tener la formación correcta y conocer el manual de operación de la máquina antes de hacerse cargo de ella.
— Los perforistas estarán provistos de la vestimenta de protección establecida (cascos, botas, guantes, gafas, mascarillas, etc.), y usarán ropa y accesorios poco holgados para impedir su enganche en partes móviles de la máquina.

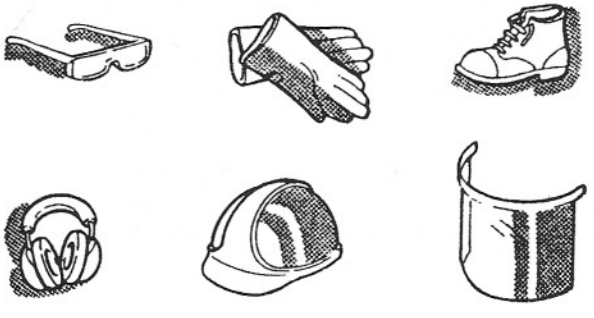


Figura 35.1. *Utilización de material de seguridad personal.*

— Los sistemas de protección personal y de la máquina deberán estar en condiciones adecuadas; en caso contrario no se procederá a perforar.
— Los sistemas de protección de la máquina no se anularán en prevención de daños a la misma o a las personas.
— Los controles de arranque y maniobra se protegerán para impedir su manipulación por otras personas y evitar así posibles daños.
— El compresor de la perforadora dispondrá de extintor y, además, existirá un botiquín de primeros auxilios, cuyo uso conocerán los operadores.
— Si las condiciones de trabajo son inadecuadas o peligrosas no se arrancará el equipo. Se colocarán advertencias en los mandos de arranque para prevenir tales condiciones.
— Para advertir de la necesidad de protecciones personales se emplearán señales bien visibles.

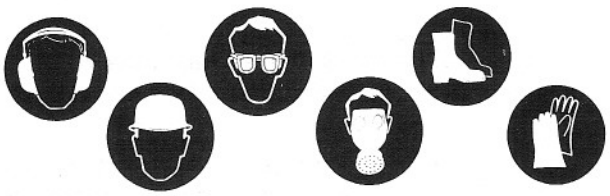


Figura 35.2. *Señales de obligación de uso de material de seguridad.*

2.2. Medidas de seguridad previas al arranque

— Los operadores deberán estar en condiciones de asumir los riesgos posibles y disponer de los medios para afrontarlos, así como conocer donde buscar ayuda.
— El perforista revisará enteramente la máquina a su cargo aunque en el relevo anterior todo funcionase correctamente.
— El personal de perforación estudiará el lugar de trabajo, sus potenciales limitaciones, así como vías de traslado al mismo.
— Las mangueras presurizadas estarán debidamente aseguradas, especialmente la principal, que dispondrá adicionalmente, en el punto de conexión, de cable de seguridad.
— Las roscas y elementos de unión estarán correctamente apretadas.
— Se inspeccionarán los niveles, puntos de engrase, y limpieza de la máquina, de acuerdo con las instrucciones del fabricante se comprobarán las herramientas y accesorios de perforación necesarios, debiendo estar en su sitio y en condiciones de uso.
— Se vigilarán las posibles pérdidas de combustible y otros fluidos, y se purgarán los depósitos de acuerdo con las instrucciones de servicio.

2.3. Medidas de seguridad en el arranque

Durante el arranque se observarán las siguientes medidas:

— Comprobar la ausencia de personas innecesarias en la perforadora o su entorno.
— Inspeccionar la posición correcta de todos los mandos de control de la perforadora.
— Inspeccionar posibles señales o etiquetas de advertencia en la perforadora.
— Arrancar la perforadora por el personal autorizado, y desde el lugar adecuado, al aire libre o con buena ventilación.
— No abandonar la perforadora si está en funcionamiento.

2.4. Medidas de seguridad después del arranque

— Comprobar el correcto funcionamiento de todos los controles.
— Prestar atención a ruidos no habituales.

2.5. Medidas de seguridad en los desplazamientos a cielo abierto

Antes de iniciar los traslados de los equipos se comprobarán los siguientes puntos:

— El terreno está en condiciones para trasladar con seguridad el equipo. En caso contrario, se procederá a la preparación del mismo con las máquinas auxiliares disponibles: tractores, palas de carga, etc.
— Existencia de líneas eléctricas aéreas, superficiales o subterráneas. La perforadora deberá mantenerse a una distancia de seguridad mínima de 10 m de cualquier línea eléctrica.

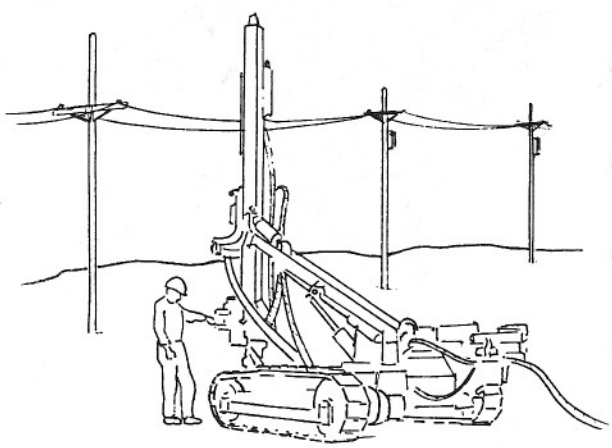


Figura 35.3. *Peligro de contacto con líneas eléctricas aéreas.*

— Presencia de tuberías, conducciones o canalizaciones subterráneas en el itinerario de desplazamiento.
— Condiciones de estabilidad de los taludes cercanos al área de trabajo.
— Pendientes de los tajos de los equipos de perforación. Si fuera necesario se procederá al amarre de las máquinas mediante cables y trácteles.
— Los accesorios de perforación, especialmente barrenas o tubos, se encuentran inmovilizados.
— La deslizadera o mástil de perforación, se encuentra en posición abatida durante el traslado.

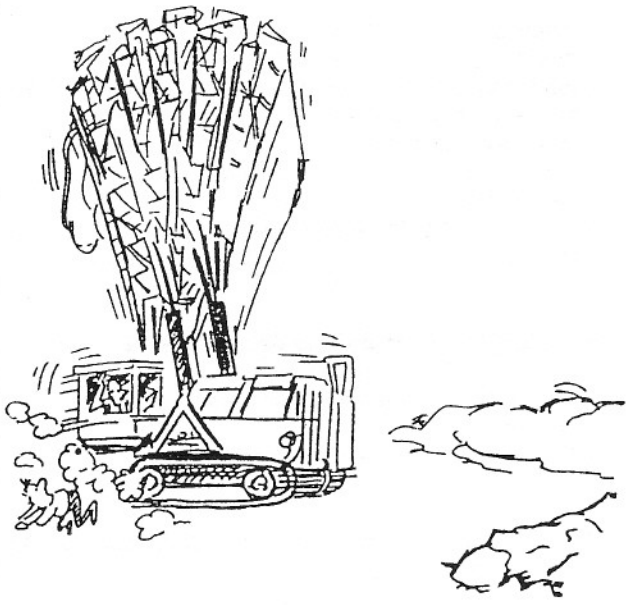


Figura 35.4. *Desplazamiento incorrecto con el mástil sin abatir.*

— Durante el transporte, el operador ocupa el lugar de conducción designado por el fabricante. No se permitirá la presencia de personas no autorizadas sobre la perforadora o entre ésta y el compresor cuando se remolque.

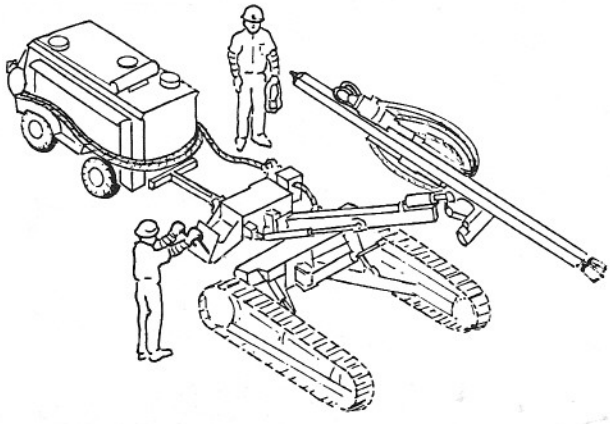


Figura 35.5. *Situación de los operadores durante el traslado de las perforadoras.*

— No se circulará por áreas previamente perforadas.
— Las pendientes de los itinerarios están de acuerdo con las limitaciones impuestas por el fabricante.
— Los operadores se mantienen a una distancia adecuada cuando se mueven las cadenas de traslación, la cadena de avance del martillo y las barras de perforación.
— Con equipos eléctricos auxiliarse de un ayudante para las maniobras entre barrenos, con el fin de controlar la situación de los cables, evitar pasar por encima de barrenos perforados, impedir que la máquina se aproxime a los bordes de los taludes y comprobar que los gatos hidráulicos de nivelación están levantados.

2.6. Medidas de seguridad en labores de interior

— Se comprobará que el techo de la galería o explotación está suficientemente saneado, procediéndose en caso contrario a realizar el mismo, además de utilizar las cabinas de protección de los equipos de perforación.

Figura 35.6. *Comprobación del estado del techo y hastiales de las explotaciones.*

— Se verificará que en las labores en fondo de saco la ventilación es suficiente, garantizando un mínimo de circulación de aire de 40 litros por minero y segundo y 180 litros por caballo de potencia y segundo, para los equipos diesel.
— El piso sobre el que circulará y trabajará el equipo se limpiará de escombros u otros materiales.
— Se comprobará que el estado de líneas eléctricas, tuberías de aire comprimido y agua es el adecuado, y que están bien sujetas a los hastiales en los tramos de acceso.
— El tajo de trabajo se iluminará adecuadamente.
— Se dispondrá de tomas de tierra, combinada con dispositivos de corte y aviso en las máquinas eléctricas.
— Las cunetas de desagüe se mantendrán limpias y se eliminará el agua de la zona de operación.
— Los materiales necesarios para los trabajos se colocarán en el lugar adecuado ordenadamente.
— Los fondos de los barrenos y tiros fallidos se señalarán. Los barrenos más próximos a éstos se perforarán a una distancia mínima de 20 cm. Nunca se utilizarán los fondos de barreno como puntos de emboquille.

2.7. Medidas de seguridad durante la perforación

— El posicionado de la perforadora se hará teniendo en cuenta la posible inestabilidad del terreno, o la presencia de labores o canalizaciones subterráneas, asegurándose de la existencia del macizo de protección necesario a partir de las características estáticas y dinámicas de la máquina.
— En terrenos escarpados y con compresores portátiles, éstos se mantendrán en lugar seguro.
— El posicionado del mástil o torre de perforación se realizará, una vez nivelada e inmovilizada la máquina, lentamente y prestando atención a cualquier obstrucción que pueda existir.

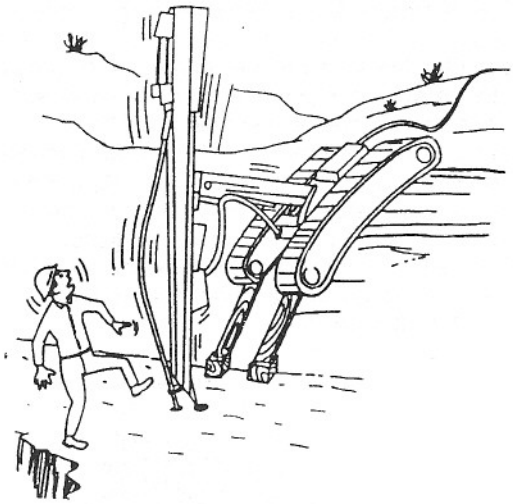


Figura 35.7. *Nunca se trabajará con el equipo en condiciones precarias de estabilidad.*

— Cualquier maniobra potencialmente insegura necesitará del concurso de un ayudante en contacto visual con el maquinista.
— El emplazamiento de perforación dispondrá de condiciones de visibilidad apropiadas, tanto para los operadores como para cualquier otro personal de la explotación.
— No se emboquillará sobre fondos de barrenos antiguos.
— No se utilizarán los mecanismos de subida o bajada de la perforadora para otras funciones que las especificadas.
— En aquellas máquinas que dispongan de cambiadores automáticos de barrenas o tubos, el operador verificará frecuentemente los mecanismos de funcionamiento e inmovilización de los accesorios de perforación.
— En las maniobras de cambio de barrenas o tubos se prestará atención a los accesorios de perforación (manguitos, adaptadores, etc.) que puedan encontrarse deficientemente afianzados.
— Los accesorios de perforación estarán en todo momento en buenas condiciones de uso. Aquellas piezas que presenten desgastes que puedan afectar a la seguridad de la operación, serán desechadas.
— Los accesorios de perforación se almacenarán en lugares adecuados, protegidos del polvo y los golpes.
— No se golpeará metal con metal sin protección en los ojos.
— Durante la perforación, la máquina dispondrá de sus mecanismos de control, protecciones y guardas en perfecto estado de servicio.
— Durante la perforación se anotarán los valores indicados por los controles, recogiendo además en los partes las incidencias producidas.
— Los operadores nunca se introducirán debajo de las perforadoras rotativas con los gatos levantados, si previamente no se han acoplado topes fijos.
— Cuando se meta o se saque una barra del carrusel se asegurará de su correcta orientación.

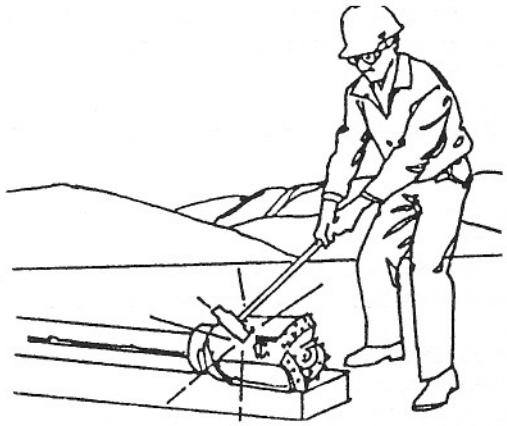


Figura 35.8. *Nunca se golpeará piezas de metal entre sí sin protecciones oculares.*

— Durante la perforación de los barrenos se observará el descenso de la cabeza de rotación o martillo de percusión.
— Los operadores se mantendrán en todo momento alejados de los componentes en movimiento de la perforadora, tales como cadenas de arrastre del martillo, cables, correas, compresor, etc., y el accionamiento de los mandos lo efectuarán desde posiciones correctas.
— El varillaje, los manguitos, las bocas, etc., recién utilizados se evitará tocarlos directamente con las manos, pues se corre el riesgo de quemaduras.
— El levantamiento o manipulación de accesorios, pesados, se realizará adoptando las precauciones siguientes:

  • Mantener los pies separados situándolos a cada lado del objeto.

  • Doblar las piernas y agacharse, manteniendo la cabeza erguida.

  • Asir el objeto con toda la mano, arropándolo con los brazos.

  • Mantenerse aplomado sobre los pies, levantando el objeto con los músculos posteriores de las piernas.

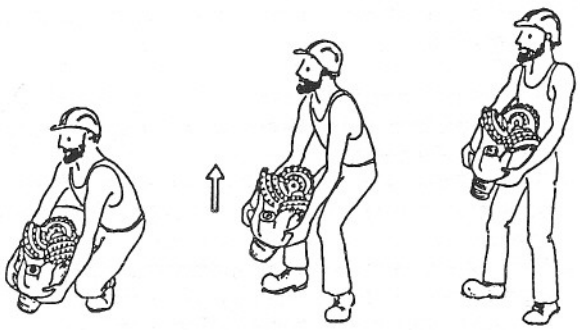


Figura 35.9. *El levantamiento de objetos pesados se hará tomando todas las precauciones.*

- Al depositar el objeto, no girar el cuerpo y mantenerlo próximo al punto de descarga.

2.8. Medidas de seguridad al finalizar la perforación

— No se abandonará la máquina con el motor en movimiento.
— El procedimiento de parada de la perforadora se realizará de acuerdo con las instrucciones del fabricante.
— No se aparcará la perforadora en áreas potencialmente inundables, o que puedan ser alcanzadas por las proyecciones de las voladuras.

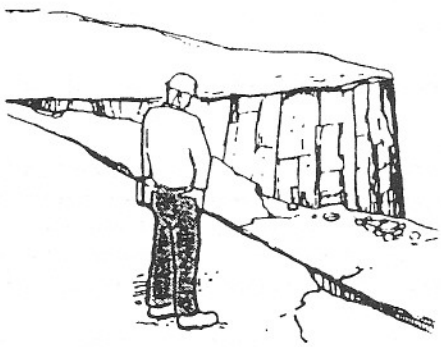


Figura 35.10. *Se evitará aparcar los equipos en las proximidades de los taludes.*

— Caso de existir alguna circunstancia que pueda afectar al uso de la máquina, dejar nota de advertencia sobre los controles de arranque antes de abandonar la perforadora.
— Se evitará aparcar la perforadora en áreas en pendiente. Si fuera necesario se hará uso de los dispositivos de bloqueo prescritos, y se calzará adecuadamente.
— Antes de abandonar la perforadora, se liberarán de presión todos los circuitos, dejando los controles en posición de parada y estacionamiento haciendo uso de los bloqueos existentes, y retirando las llaves de arranque si las hubiera.

2.9. Medidas de seguridad en el mantenimiento y servicio

— El personal que intervenga en las operaciones de mantenimiento, reparación y servicio será el asignado por la Empresa.
— En todo momento se seguirán las instrucciones de servicio especificadas por el fabricante en su Manual de Servicio y Mantenimiento.
— Durante las operaciones de mantenimiento y reparaciones, la perforadora estará perfectamente frenada y rígidamente inmovilizada de forma que no pueda moverse inesperadamente.
— Los controles de arranque estarán bloqueados y etiquetados de forma que sólo la persona autorizada pueda accionarlos.
— Las operaciones que impliquen el movimiento de la deslizadera o mástil de perforación se realizarán con el operador en el puesto de control, y cualquier otra persona que se halle próxima se situará en la parte posterior de la máquina.
— El servicio a las baterías de los grupos motocompresores implica riesgos potenciales de quemaduras por el ácido sulfúrico, e incendios y/o explosiones, ya que se producen hidrógeno y oxígeno.
— El personal de servicio a las baterías estará provisto siempre de gafas de seguridad, guantes y ropa resistentes al ácido.

Figura 35.11. *Al manipular las baterías se tomarán todas las precauciones pertinentes.*

— Cuando se cambie una batería, el terminal de tierra será el primero en desconectarse y el último en conectarse.
— Se verificará frecuentemente el nivel de electrólito; en caso necesario añadir agua destilada, y hacerlo siempre antes de arrancar, nunca al parar el motor. Un nivel correcto supone menor volumen de gases en el interior de la batería.
— No estará permitido el uso de llama para verificar el nivel de una batería; esta operación deberá realizarse con una lámpara portátil.
— Durante la operación de carga de baterías estarán retirados los tapones de los vasos. Los terminales del aparato de carga se aplicarán y retirarán con el interruptor de servicio apagado.
— No estará permitido fumar cerca de las baterías o cuando se trabaje con ellas.
— Durante las reparaciones con la torre de perforar en posición abatida no se dejarán sobre la misma herramientas, accesorios o piezas sueltas que pudieran provocar accidentes por caída al levantar la torre.
— Ningún operario subirá por la torre de perforar para realizar cualquier servicio. Caso de necesidad, el operario estará provisto en todo momento de cinturón de seguridad anclado en la torre.

— Se mantendrán las manos, brazos y resto del cuerpo, así como la ropa de trabajo, alejados de cualquier parte de la perforadora o compresor en movimiento (cadenas, poleas, perforadora, etc.).
— No se abrirá ningún depósito o manguera de aire o aceite durante el funcionamiento del equipo, o si están presurizados.
— Se verificará el estado de las válvulas de seguridad con una periodicidad de al menos una vez semanalmente. Deben estar en condiciones perfectas de funcionamiento.
— Se evitará la reparación de averías en válvulas de seguridad de circuitos presurizados, sustituyéndose por una completamente nueva.
— En ningún caso se sobrepasará la presión recomendada por los fabricantes para los circuitos o dispositivos presurizados.
— No se usarán mangueras de aire con presiones superiores de 0,2 MPa para la limpieza de filtros, ropa de trabajo, polvo, etc. En caso necesario se usarán gafas protectoras.

Figura 35.12. *Se evitará el uso de aire comprimido para la limpieza de la vestimenta.*

— El repostado se realizará con el motor parado y en áreas perfectamente ventiladas.
— Se evitará derramar combustible sobre superficies que se hallen a mayor temperatura que la ambiental. Las mangueras de suministro estarán provistas del boquerel apropiado.

Figura 35.13. *Está prohibido fumar durante la operación de repostado.*

— Cuando se derrame combustible, y previamente al arranque, se limpiarán todas las superficies impregnadas.
— En un radio no superior a 10 m del punto de repostado estará prohibido fumar, no habrá llamas, materiales incandescentes o mecanismos productores de chispas.
— En el punto de repostado se dispondrá de extintores de incendio para fuegos tipo B (grasas, gasolinas, disolventes, pinturas, etc.).
— Se evitará el llenado completo de los depósitos de combustible ya que su volumen es variable con la temperatura.
— La comprobación del nivel de líquido refrigerante en el grupo motocompresor se realizará con el motor parado y temperatura ambiente del radiador.

3. VOLADURAS

Antes de enunciar las recomendaciones a seguir en las diferentes fases de ejecución de las voladuras, es preciso indicar que, salvo en las pegas submarinas, está expresamente prohibido realizar la carga de los barrenos mientras se efectúa la perforación, ya que en tal caso, existen riesgos de detonación accidental del explosivo por contacto con los útiles y equipos de perforación.

3.1. Medidas al almacenar explosivos

— Almacenar siempre los explosivos en polvorines que se ajusten a las características y requerimientos de las normas legales y reglamentos en vigencia.

Foto 35.1. *Polvorín de superficie con defensa natural.*

— Guardar los explosivos en polvorines limpios, secos, bien ventilados, razonablemente frescos, solidamente construidos y resistentes al fuego.
— Siempre utilizar o despachar los productos de mayor antigüedad o, lo que es lo mismo, en el orden de entrada al polvorín.

— Almacenar los productos del mismo tipo y clase de tal manera que sea fácil identificarlos. Esto simplificará el recuento, la revisión y control de antigüedad de los explosivos.

— Tener especial cuidado con cajas defectuosas o embalajes rotos. Deben ser colocadas por separado dentro del polvorín.

— Ubicar los polvorines en los lugares más aislados y estratégicos, respetando la normativa vigente en cuanto a distancias de seguridad.

— Consultar al fabricante cuando alguna sustancia líquida de los explosivos deteriorados haya escurrido al piso del polvorín. Eventualmente, limpiar el suelo con disolventes o soluciones y materiales apropiados.

— Si se requiere iluminación artificial, emplear lámparas de seguridad.

— Si aparecen goteras en el techo o paredes del polvorín proceder a su reparación de inmediato.

— No abrir o reenvasar cajas de explosivos dentro del polvorín.

— No dejar explosivo suelto o cajas de explosivo abiertas dentro del polvorín.

— No almacenar detonadores y otros accesorios de iniciación con explosivos en un mismo lugar o polvorín.

— No almacenar el cordón detonante junto con detonadores eléctricos.

— No guardar en el polvorín ningún metal que pueda producir chispas, ni herramientas hechas de tales metales.

— No almacenar con los explosivos aceites, gasolinas o disolventes.

— No fumar ni llevar fósforos o encendedores dentro del polvorín.

— No permitir la acumulación de hojas, hierbas, matorrales o basura dentro de un radio de 10 m alrededor del polvorín.

— Señalizar adecuadamente las instalaciones y los vehículos destinados al almacenamiento y transporte de explosivos.

Figura 35.14. *Señal indicativa de explosivos.*

3.2. Medidas al transportar explosivos dentro de las explotaciones

— Acatar rigurosamente las disposiciones establecidas por los Reglamentos vigentes.

— Asegurarse de que todo vehículo destinado a transportar explosivos reúne las condiciones exigidas por el organismo competente.

— Verificar el buen funcionamiento del vehículo. Impedir que la carga sobresalga y disponer de lonas para la cubrición del explosivo en caso de lluvias.

— Llevar en los vehículos extintores de incendios, en lugares apropiados y de fácil acceso, debiendo conocer obligatoriamente el chófer y ayudantes su uso.

— Tener apagado el motor del vehículo durante las operaciones de carga y descarga de explosivos.

— Verificar que la plataforma del vehículo sea compacta sin huecos o fisuras.

— Efectuar las operaciones de carga y descarga de explosivos durante las horas del día y nunca cuando haya tormentas eléctricas, de arena o nieve.

— Durante la carga y descarga de explosivos, sólo podrán permanecer en las inmediaciones el personal autorizado para tal efecto, prohibiéndose cualquier otra actividad en un radio de 50 m.

— Nunca transportar conjuntamente con explosivos materiales metálicos, combustibles o corrosivos.

— No permitir fumar en el vehículo ni la presencia en él de personas no autorizadas e innecesarias.

— Prohibir abrir las cajas que contienen explosivos sobre las plataformas del vehículo o en el área de descarga, sin antes haber terminado ésta.

— No transportar los accesorios de voladuras conjuntamente con los explosivos. El cordón detonante se considera incluido dentro de los explosivos industriales.

— Transportar los explosivos en sus envases y embalajes de origen o en útiles preparados para tal fin.

— Nombrar a una persona responsable del movimiento y expedición de explosivos y accesorios.

— En la descarga no golpear los explosivos, detonantes, mechas detonantes, etc.

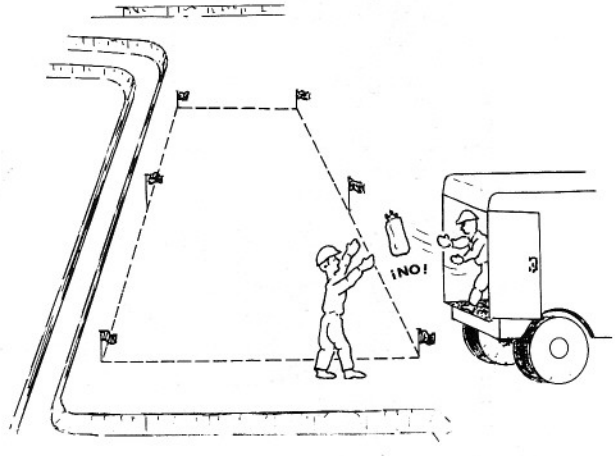


Figura 35.15. *La descarga de explosivos y accesorios de voladura debe realizarse con cuidado para evitar golpes.*

— Distribuir el explosivo a utilizar en la voladura y evitar la creación de pilas con grandes cantidades.
— Usar itinerarios de transporte con poco movimiento de personal y maquinaria.
— Colocar los detonadores en lugar alejado de la zona de carga.
— Vigilar la zona de descarga de explosivos hasta su colocación en los barrenos y conexión de la pega.

3.3. Medidas en el área de la voladura

— Limpiar el área de la voladura retirando las rocas sueltas, la maleza, los metales y otros materiales.
— Delimitar con estacas o banderines de colores llamativos la zona a volar e impedir el paso de maquinaria sobre la misma.

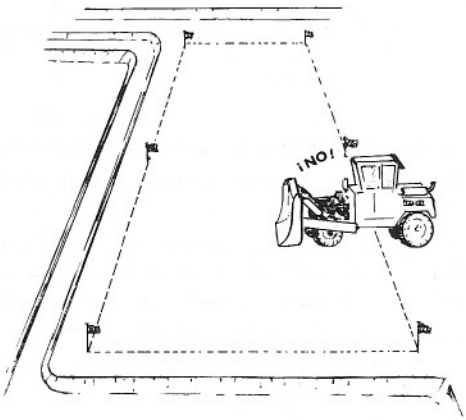


Figura 35.16. *Impedir el paso de maquinaria sobre el área de la voladura desde el momento en que se inicien los preparativos de ésta.*

— A la entrada del relevo anunciar al personal de operación de la realización de voladuras ese día.
— Impedir el acceso a la zona señalizada y proximidades al personal ajeno a las labores de manipulación de los explosivos.
— Reducir al máximo el equipo de personal de carga, y nombrar a un responsable y supervisor.
— Señalizar correctamente la ubicación de todos los barrenos.

3.4. Medidas al preparar el cebo

— Preparar los cebos de acuerdo con los métodos recomendados por los fabricantes de explosivos y comprobar que el iniciador está bien colocado dentro del cartucho.
— Asegurarse que durante la carga no se ejerce tensión en los cables del detonador o en el cordón detonante y puntos de unión.
— Insertar los detonadores dentro de un orificio practicado en los cartuchos con un punzón adecuado para este propósito, que podrá ser de madera, cobre, bronce o alguna aleación metálica que no produzca chispas.
— No preparar con mucha antelación ni en cantidad mayor a la que se va a utilizar de inmediato los cebos. Tampoco realizar dicha operación en el interior de polvorines o cerca de explosivos.

3.5. Medidas durante la carga de los barrenos

— Examinar cada barreno cuidadosamente antes de cargarlo para conocer su longitud y estado, usando para ello un atacador de madera, una cucharilla extractora o incluso una cinta métrica.

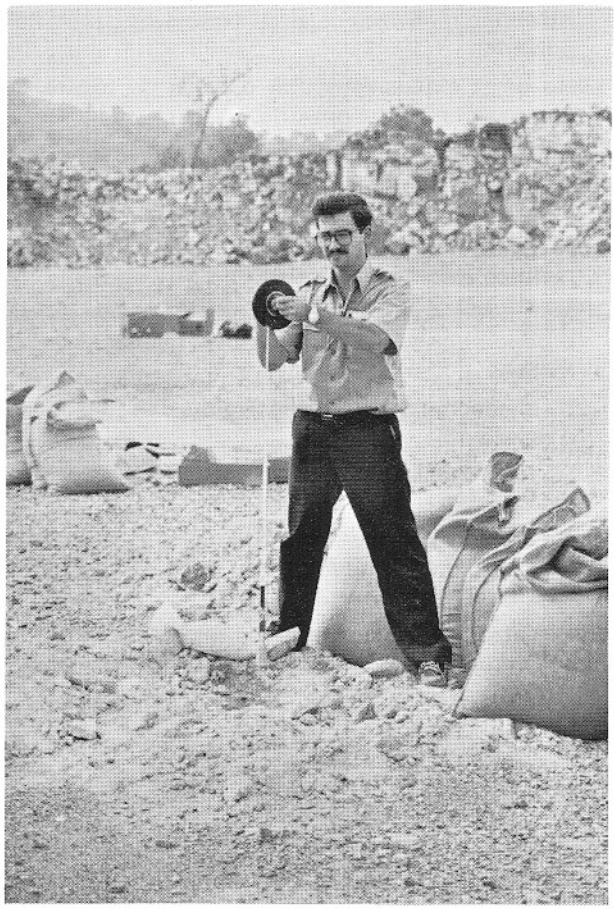


Foto 35.2. *Cinta métrica flexible para control de la altura de carga y profundidad de los barrenos.*

— Prever siempre la posibilidad de peligro de electricidad estática cuando se efectúa la carga neumáticamente y tomar todas las medidas de precaución necesarias, como la de colocar una línea a tierra. Recordar que una baja humedad relativa en la atmósfera aumenta el riesgo de electricidad estática.
— Cortar del carrete el trozo de cordón detonante una

vez que haya penetrado en el barreno y antes de introducir el resto de la carga explosiva.

Figura 35.17. *Introducción del cebo con cordón detonante dentro de los barrenos.*

— Evitar que las personas dedicadas a la operación de carga, tengan expuesto parte de su cuerpo sobre el barreno que está cargándose o estén colocadas en la dirección del mismo.

— Fijar el extremo del cordón detonante a una estaca de madera o roca para impedir su caída dentro de los barrenos.

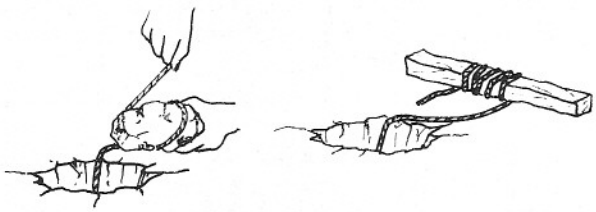


Figura 35.18. *Sujeción del extremo del cordón detonante para evitar la caída de éste dentro de los barrenos.*

Foto 35.3. *Sujeción del cordón detonante durante la carga de un barreno.*

— Impermeabilizar con cinta los extremos del cordón detonante en los barrenos con agua.

— Comprobar la elevación de la carga de los explosivos a granel, y tomar las medidas pertinentes en caso de presencia de huecos o coqueras en los barrenos que han podido ser detectados durante la perforación o incluso durante la carga.

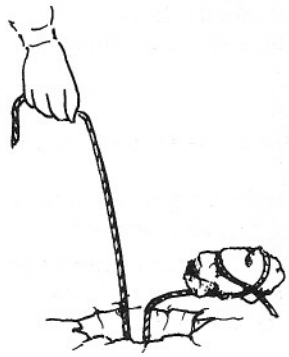


Figura 35.19. *Comprobar el ascenso del explosivo durante la carga.*

— No dejar explosivos sobrantes dentro de la zona de trabajo durante y después de la carga de los barrenos.

— No cargar los barrenos con explosivos justo después de terminar la perforación, sin antes cerciorarse de que está limpio y no contiene piezas de metal o restos de accesorios calientes.

— No deformar, maltratar o dejar caer el cebo dentro de los barrenos. Tampoco dejar caer sobre ellos cargas pesadas.

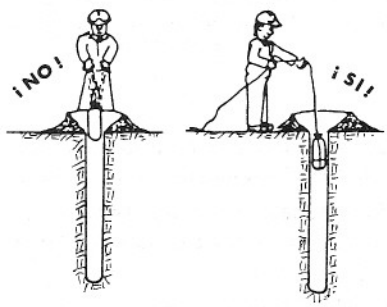


Figura 35.20. *No dejar caer los cartuchos cebos dentro de los barrenos.*

— Nunca recargar barrenos que hayan sido cargados y disparados anteriormente.

3.6. Medidas en el retacado

— Confinar los explosivos en los barrenos por medio de arena, tierra, barro u otro material incombustible apropiado.

— No utilizar atacadores metálicos de ninguna clase.

Emplear herramientas de madera u otros materiales adecuados, sin partes de metal, salvo los conectadores especiales de algún metal que no produzca chispas en los atacadores articulados.

Foto 35.4. *Retacado de barrenos.*

— Realizar el retacado sin violencia para no dañar a los accesorios de iniciación, cordón detonante, hilos de los detonadores, etc., ni permitir que se formen en ellos nudos o dobleces.

— No retacar directamente los cartuchos cebo.

— No introducir piedras u otros objetos junto con el material de retacado.

Figura 35.21. *Evitar la introducción de piedras en el retacado.*

— En barrenos con agua verificar si se ha producido un descenso de los retacados antes de la conexión de los circuitos, y proceder a corregir éstos.

3.7. Medidas al hacer voladuras eléctricas

— Mantener en cortocircuito los hilos de los detonadores eléctricos o los de conducción, y nunca conectar un detonador a otro hasta que esté lista la voladura para el disparo.

— Comprobar todos los detonadores eléctricos, uno por uno o conectados en serie, utilizando sólo el galvanómetro especialmente diseñado para ese fin, en caso de hacerlo de forma individual colocarse en lugar seguro e introducir el detonador en un tubo protector.

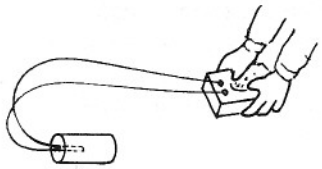


Figura 35.22. *Comprobación de detonadores eléctricos.*

— No lanzar los hilos al aire para desenredar la madeja del detonador ni crear esfuerzos de tensión en los mismos.

— No desenrollar los hilos ni hacer uso de los detonadores eléctricos durante las tormentas o cerca de fuentes de carga de electricidad estática o corrientes extrañas.

— No hacer uso de detonadores eléctricos ni desenrollar los hilos de éstos en las cercanías de radiotransmisores, repetidores de televisión, líneas eléctricas, etc., excepto a una distancia segura y cumpliendo la normativa vigente.

— No tender ni colocar cables o líneas eléctricas cerca de los detonadores u otros explosivos hasta el momento mismo del disparo y para este fin exclusivamente.

— Retirar todo el explosivo sobrante de la voladura antes de proceder a la colocación o conexionado de los detonadores por el personal autorizado.

— Hincar una varilla de cobre en un lugar próximo a la voladura para la descarga de la electricidad estática que pueda portar el personal manipulador de los detonadores, antes de comenzar el conexionado.

— Impedir el paso de maquinaria y tendido de cables de alimentación de ésta en las proximidades del área de disparo.

— Asegurarse, antes de hacer una conexión eléctrica, de que los extremos de los hilos están absolutamente limpios.

— Realizar la operación de conexionado lo más rápidamente posible y de una vez, teniendo preparado con antelación todos los útiles necesarios.

— Una vez hecha la conexión proteger los terminales de los cables dejándolos completamente aislados sin contacto con el terreno.

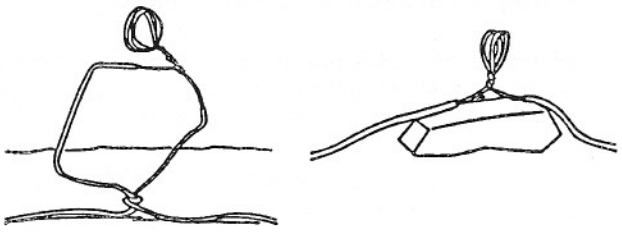


Figura 35.23. *Las conexiones se dejarán aisladas del terreno.*

— No usar en un mismo circuito detonadores eléctricos de diferente sensibilidad.
— Evitar la proximidad de las líneas de tiro a otras líneas de conducción de energía eléctrica, así como el contacto con elementos metálicos.

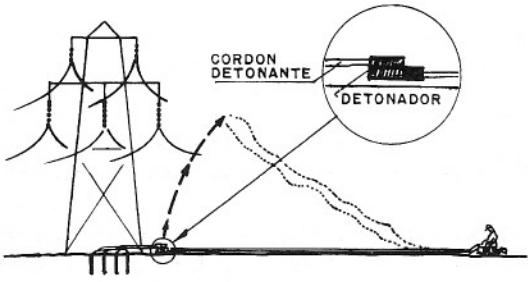


Figura 35.24. *Sistema de iniciación recomendado cuando es necesario disparar voladuras en áreas muy próximas a líneas eléctricas.*

— Antes de la conexión comprobar el aislamiento de la línea de tiro y de las uniones de los detonadores. Emplear en éstos últimos conectadores rápidos si fuera necesario.
— Realizar la comprobación del circuito desde un lugar seguro, con las mismas precauciones que para dar la pega.
— No conectar la línea de tiro al explosor hasta el momento del disparo, y mantener ésta en cortocircuito.
— No intentar disparar una voladura con un número de detonadores superior al recomendado por el fabricante del explosor.
— Revisar y comprobar periódicamente el explosor.
— En caso de fallos de detonadores no intentar nunca desmontarlos o abrirlos.

3.8. Medidas al disparar con mecha

— Reducir al máximo las voladuras con mecha y el número de barrenos en cada pega.
— Manipular la mecha con cuidado y sin dañar la cubierta.
— Prender la mecha con un encendedor apropiado para ese fin.
— Utilizar tramos de mecha con longitudes superiores al metro y medio. Conocer siempre el tiempo que tarda en arder la mecha y asegurarse de tener el tiempo suficiente para llegar a un lugar seguro después de encenderla. Para tal fin puede emplearse una mecha testigo.
— Cortar la mecha inmediatamente antes de insertarla en el detonador. Cortar tres o cuatro centímetros de la punta para asegurar que el extremo está seco.
— Cortar la mecha a escuadra usando un cuchillo o navaja afilada y limpia e insertarla hasta tocar suavemente la carga del detonador, y una vez colocada evitar torcerla.
— Utilizar el alicate especial de detonador o máquina diseñada al efecto para fijar los detonadores a la mecha. Cerciorarse que el detonador queda bien fijado a la mecha, para evitar que se desprenda o que se humedezca.
— No encender la mecha sin antes cubrir el explosivo lo suficiente para impedir que las chispas puedan hacer contacto con el explosivo.
— Nunca tener explosivos en la mano al encender la mecha.
— Antes de regresar al tajo, contar el número de barrenos explosionados y no regresar hasta que haya transcurrido media hora en caso de fallo de alguna carga.

3.9. Medidas antes y después del disparo

— Cerciorarse de que todos los explosivos excedentes se encuentran en un lugar seguro y que todas las personas y vehículos estén a una distancia segura o debidamente resguardados.
— Impedir los accesos al área de las voladuras disponiendo del personal y medios adecuados.

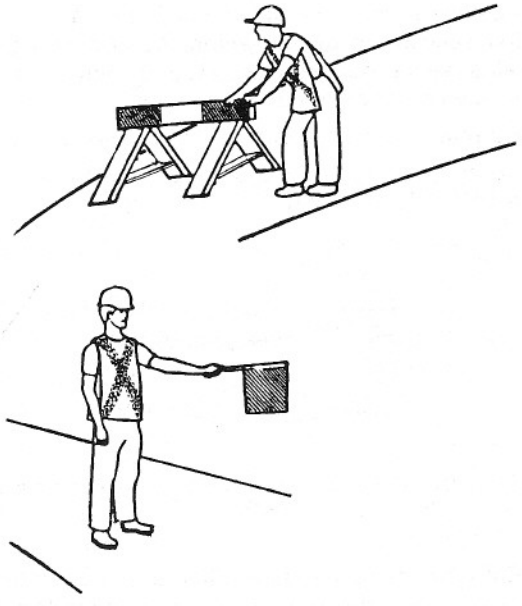


Figura 35.25. *Controlar todos los accesos al área de voladura.*

— No disparar sin una señal de autorización de la persona encargada y sin haber dado el aviso adecuado.

— Disparar desde lugares seguros, campanas de protección, cazos de excavadoras, etc.

— No regresar al área de la voladura hasta que se hayan disipado los humos y los gases.

— No investigar un eventual fallo de las voladuras demasiado pronto. Cumplir los reglamentos y disposiciones establecidas para este fin, o en su defecto esperar un tiempo prudencial.

— En caso de fallo, no perforar o manejar una carga de explosivo sin la dirección de una persona competente y experimentada, que tenga autorización para ello.

— Organizar los trabajos de tal forma que el horario de voladuras coincida con el momento de menos personal presente, y procurar que se realice siempre a la misma hora.

3.10. Medidas con barrenos fallidos

— Señalizar el lugar donde se encuentran los barrenos fallidos.

— Eliminar los barrenos fallidos antes de reiniciar los trabajos de perforación en áreas próximas.

— Si la pega ha sido eléctrica y el circuito está visible, comprobar la continuidad del mismo desde un área segura y disparar si es correcto, tomando medidas suplementarias frente a las posibles proyecciones.

— En el caso de cebado con cordón, intentar retirar el material de retacado y colocar un cartucho cebo junto al explosivo para su destrucción. Retacar la pega con arena o material granular fino.

— Si el explosivo no está accesible, perforar un nuevo barreno a una distancia superior a «10 D», en los casos en que está permitido por la reglamentación vigente.

— Destinar a personal muy cualificado las labores de neutralización y eliminación de explosivos no detonados.

3.11. Medidas al taquear bolos

— Observar si existen grietas visibles o fracturas en la superficie del bolo.

— Colocar los bolos en lugares donde exista un efecto pantalla de la onda aérea, por ejemplo al pie de un talud estable.

— Emplear preferiblemente el método de cargas dentro de barrenos, pues el sistema de parches de explosivo o cargas adosadas produce mayores niveles de ruido y onda aérea.

3.12. Medidas al deshacerse de explosivos

— Siempre destruir o deshacerse de los explosivos de acuerdo con los métodos aprobados: por combustión, por explosión y destrucción química; guardando las distancias de seguridad prescritas.

— En la destrucción por explosión se recomienda que ésta se haga confinada en un barreno, bajo arena fina o bajo agua, pues de llevarse a cabo al aire libre la onda aérea y el ruido serán extremadamente elevados. La iniciación se hará eléctricamente con cebos adecuados.

— En la destrucción por combustión la cantidad de explosivo de cada montón no debe exceder de los 15 kg, en caso contrario se realizará en varios emplazamientos.
Nunca deben quemarse los explosivos en sus cajas o bolsas de embalaje. Una vez extendidos sobre la superficie, si fuera necesario se rociarán con gas-oil para favorecer la combustión.

— Cuando se efectúen varias operaciones de combustión, deberá utilizarse para cada una de ellas un emplazamiento diferente.

— Para deshacerse del cordón detonante el mejor procedimiento consiste en extenderlo en trozos rectilíneos en un lecho de leña seca o paja, impregnándolo en gasolina o gas-oil, como con los explosivos convencionales. Nunca se debe quemar en carretes.

— Los detonadores eléctricos y relés de microrretardo se destruirán, si se encuentran en número elevado, en condiciones de confinamiento en una cavidad o barreno en el terreno con ayuda de alguna cantidad de explosivo o rodeando al manojo de accesorios con varias vueltas de cordón detonante.

— Nunca permitir que el papel, cartón u otros materiales utilizados para el embalaje de explosivos sean quemados en estufas, chimeneas u otros lugares cerrados, ni que sean utilizados para otros fines. Disponer dichos materiales en capas delgadas, en un sitio aprobado y al aire libre, y al quemarlos situarse por lo menos a 30 m de distancia del punto de destrucción.

— La destrucción química, que es uno de los métodos empleados para los agentes explosivos, especialmente el ANFO, se lleva a cabo por disolución de los nitratos en agua. En estos casos deben tomarse precauciones para controlar la contaminación.

BIBLIOGRAFIA

— ANONIMO: «Normas y Sistemas de Seguridad en los Túneles», Noticias Perfosa, n.° 2, Revista Minera, febrero 1987.
— ATLAS POWDER CO.: «Electrical Hook-Ups Surface Blasting».
— B.O.E.: «Instrucciones Técnicas Complementarias», 11 de abril de 1986.
— ENCASUR: «Medidas de Seguridad, Perforación y Voladura», 1982.
— E.P.M., S.A.: «Manual de Seguridad en Minería a Cielo Abierto». ITGE. 1991.
— EXSA: «Siempre-Nunca lo que Ud. Debe Saber al Usar Explosivos», Perú, 1985.
— GADNER-DENVER: «Drilling with your Gardner-Denver Rotary Dig».
— INGERSOLL-RAND: «Safety Manual».
— LANGA, E.: «Precauciones en la Perforación y Carga de Explosivos», Normas de Seguridad en el Uso y Manejo de Explosivos, INSHT, octubre 1984.
— PAVETTO, C. S.: «Surface Mine Blasting - A Program Guide for Certification», McGraw Hill, Inc., 1986.
— UNION ESPANOLA DE EXPLOSIVOS, S. A.: «Transporte de Explosivos por Carretera».
«Prescripciones que se han de Poner en Práctica en los Supuestos de rotura o Deterioro de Envases y Embalajes».
«Destrucción de Explosivos Industriales».

ANEXOS

ANEXO 1. SIMBOLOGIA

ANEXO 2. GLOSARIO DE TERMINOS

ANEXO 3. DICCIONARIO INGLES-ESPAÑOL

ANEXO 4. DICCIONARIO ESPAÑOL-INGLES

ANEXO 5. UNIDADES FUNDAMENTALES Y DERIVADAS DEL SISTEMA INTERNACIONAL

ANEXO 6. MULTIPLOS Y SUBMULTIPLOS DE LAS UNIDADES S. I.

ANEXO 7. CONVERSION DE UNIDADES DE MEDIDA

ANEXO 8. PARTE DE VOLADURA

ANEXO 9. CONCENTRACIONES LINEALES DE CARGA PARA EXPLOSIVOS DE DIFERENTES DENSIDADES Y BARRENOS DE DISTINTO DIAMETRO

ANEXO 10. DENSIDADES APROXIMADAS DE DISTINTOS MATERIALES ROCOSOS

ANEXO 11. VELOCIDADES SISMICAS DE DIFERENTES TIPOS DE ROCA

ANEXO 12. PERFORADORAS ROTOPERCUTIVAS CON MARTILLOS EN CABEZA

ANEXO 13. PERFORADORAS ROTOPERCUTIVAS CON MARTILLOS EN FONDO

ANEXO 14. PERFORADORAS ROTATIVAS DE PEQUEÑO DIAMETRO

ANEXO 15. PERFORADORAS ROTATIVAS DE GRAN DIAMETRO

ANEXO 16. TRICONOS

ANEXO 1. SIMBOLOGIA

a = Aceleración.
A = Amplitud.
A' = Coeficiente de aprovechamiento de la energía de un explosivo.
A_a = Superficie del esquema de arranque.
A_b = Area de la corona circular entre la barra de perforación y la pared del barreno.
A_c = Sección transversal de una carga de explosivo.
A_e = Superficie del esquema de perforación en el fondo de los barrenos en abanico.
A_h = Anchura del hueco de expansión.
A_p = Area de la cara del pistón.
A_r = Area de la sección transversal del barreno.
A_s = Unidad de superficie.
A_v = Area del panel de una ventana.
A_{vg} = Area de la sección transversal de una viga.
AD = Tamaño de admisión.
AP = Anchura de un pilar.
AS = Tamaño del bloque absoluto.
AT = Anchura de un túnel.
AV = Anchura de la voladura.
AZ = Anchura de una zanja.
b = Radio del barreno.
B = Piedra nominal.
B' = Coeficiente de comportamiento del material.
B_c = Piedra de los barrenos de contorno.
B_e = Piedra efectiva.
B_f = Piedra entre filas.
B_{max} = Piedra máxima.
B_z = Piedra de los barrenos de zapatera.
BI = Indice de volabilidad de Lilly.
cyc̄ = Constantes de roca de Langefors.
c_e = Calor específico a la temperatura de explosión.
C = Capacidad de un condensador.
C' = Coeficiente que tiene en cuenta los efectos de la geometría de la carga de explosivo.
C* = Factor de corrección.
C_c = Capacidad del cazo de una excavadora.
C_{cr} = Dimensión crítica del cazo del equipo de carga.
C_h = Cohesión.
C_i = Número total de insertos de un tricono.
C_l = Cociente entre la longitud de la carga «l» y del barreno «L».
C_{ex} = Comparación de pesos de explosivos que producen volúmenes iguales.
C_A = Coste de amortización.
C_B = Coste de accesorios, bocas, varillas, manguitos, etc.
C_E = Coste de energía o combustible.
C_I = Coste de intereses, seguros e impuestos.
C_L = Coste de aceites, grasas y filtros.
C_M = Coste de reparaciones y mantenimiento.
C_O = Coste de mano de obra.
C_T = Coste total.
CE = Consumo específico de explosivo.
CE_o = Consumo específico base.
CEC = Consumo específico característico.
C.R.S. = Coeficiente de Resistencia de la Roca (Coefficient Rock Strenght).
C.U.P. = Coeficiente de Utilización Práctica.
d = Diámetro de la carga de explosivo.
Diámetro de la varilla o barra de perforación.
d_b = Desviación de los barrenos.
d_p = Diámetro de la partícula.
d_p' = Diámetro de pistón.
d_t = Diámetro de la tobera.
dl = Elemento de distancia a través de la que se aplica la fuerza.
D = Diámetro del barreno.
D_c = Distancia o profundidad crítica.
D_f = Grado de fragmentación.
D_g = Distancia desde la superficie del terreno al centro de gravedad de la carga.
D_o = Profundidad óptima.
D_p = Diámetro del pozo.
D_1 = Diámetro de los barrenos cargados.
D_2 = Diámetro de los barrenos vacíos.
DM = Alcance máximo de las proyecciones.
DP = Distancia de desplazamiento.
DR = Distancia reducida.
DS = Distancia.
DS_s = Distancia de seguridad.
D.R.I. = Indice de perforabilidad.
è = Eficiencia del operador.
Base del logaritmo neperiano, 2'7183
e' = Error de emboquille.
E = Empuje sobre la boca de perforación.
Módulo de Elasticidad de la roca.
E_c = Energía cinética.
E_d = Energía suministrada a un circuito eléctrico.
E_g = Energía por golpe.
E_h = Presión hidráulica de la perforadora.
E_i = Empuje por unidad de diámetro de la boca.
E_j = Energía para triturar una unidad de peso de roca.
E_m = Empuje mínimo sobre la boca.
E_o = Energía total disponible en el condensador de un explosor.

E_p = Error de perforación.
E_r = Energía para fragmentar una unidad de peso.
E_s = Energía sísmica generada por unidad de peso.
E_t = Factor de Energía-Tensión.
E_u = Esfuerzo umbral.
E_v = Energía específica por unidad de volumen.
E_L = Empuje límite que soporta un tricono.
E_M = Empuje máximo sobre la boca.
E_T = Energía específica del explosivo.
EB = Energía de Burbuja.
ET = Energía de Tensión.
ETD = Energía total desarrollada por un explosivo.
f = Factor de fijación de la fórmula de Langefors.
Frecuencia de vibración.
f_e = Factor de corrección del explosivo.
f_r = Factor de corrección de la roca.
f_s = Fuerza o presión específica.
F = Factor de corrección.
F_b = Factor de edificación.
F_e = Factor de estructura.
= Magnitud de la fuerza.
F_d = Factor de distancia.
F_m = Factor de material de construcción.
F_k = Factor de calidad de la construcción.
F_r = Factor de macizo rocoso.
= Factor de roca.
F_t = Factor de tiempo.
F_v = Fuerza o empuje vertical.
FC = Factor de combustible.
FE = Factor de energía.
FE_t = Factor de energía de tensión.
FP = Factor de potencia.
FR = Factor de reparaciones.
FS = Factor de seguridad.
FV = Factor de volabilidad.
FCV = Factor de cañas vistas.
g = Aceleración de la gravedad (9,8 m/s^2).
g_f = Grado de fracturación volumétrica.
h = Altura o profundidad.
h_v = Altura de cada planta de un edificio.
H = Altura de banco.
H_a = Altura de agua.
H_c = Altura de cuele.
H_e = Altura equivalente de la columna de carga y material de recubrimiento.
H_f = Altura final del agua en un barreno.
H_m = Espesor de un muro, cubierta o viga.
H_{mr} = Altura del material de recubrimiento.
H_o = Altura inicial del agua en un barreno.
H_p = Entalpía.
H_r = Altura de roca.
H_v = Altura de un edificio.
H_r = Altura de una torre.
HD = Dureza.
HP = Potencia en HP.
HP_r = Potencia de rotación HP.
i = Angulo de rugosidad.
I = Intensidad de corriente.
I_c = Número de insertos del tricono en contacto con la roca.
I_s = Indice de resistencia bajo carga puntual.
I_p = Indice de perforabilidad.
I_{EF} = Intensidad efectiva.
I_H = Impulso hidráulico.
IA = Indice del grado de alteración.
IE = Indice de energía de rotación.
IR = Indice de resistencia del terreno.
IV = Indice de volabilidad
J = Sobreperforación.
J_s = Separación entre juntas.
J_v = Número total de juntas por metro cúbico.
JPO = Orientación de los planos de juntas.
JPS = Separación entre juntas (igual a J_s).
K = Constante.
K_v = Constante de volabilidad de la fórmula de Pearse.
K_{50} = Abertura de malla cuadrada por la que pasa el 50% del material.
l = Longitud de carga.
l_b = Metros de barrenos perforados por cada boca.
l_c = Longitud de la carga de columna.
l_f = Longitud de la carga de fondo.
l_p = Carrera del pistón.
l_T = Lado de la sección de una torre.
L = Longitud de barreno.
L_d = Longitud de la deslizadera.
L_f = Longitud de filo de una boca.
L_{max} = Alcance máximo.
L_p = Dimensión en planta formada en la dirección de la vibración cuyo efecto se desea indicar.
L_v = Longitud de varilla.
LD = Longitud proyectada de una rampa.
LP = Dimensión de la cara mayor de un pilar.
LV = Longitud de la voladura.
m = Longitud de los hilos del detonador.
m_l = Masa de material por unidad de longitud.
m_p = Masa del pistón de percusión.
m_r = Peso en kg de cada uno de los productos de reacción.
M = Tamaño máximo del bloque admisible.
M-V = Metros varilla.
n = Número de detonadores.
n_d = Número del detonador.
n_{ex} = Moles de explosivo.
n_g = Número de golpes por minuto o frecuencia de impactos.
n_m = Número de multiplicadores.
n_p = Número de series en paralelo.
n_s = Número de detonadores en serie.
n_t = Rendimiento de transmisión de energía.
n_z = Relación de impedancias del explosivo y la roca.
n_z' = Relación de impedancias de dos medios rocosos.
n_{pg} = Número de moles de los productos gaseosos.
n_1 = Característica del binomio explosivo/roca.
n_2 = Característica geométrica de la carga.
n_3 = Rendimiento de la voladura.
N = Número de años.
N_b = Número de brazos.
N_c = Profundidad crítica.
N_g = Número de grietas a una distancia DS.
N_o = Número de grietas alrededor del barreno.
N_r = Número de revoluciones por minuto o velocidad de rotación.

N_t = Fuerza tangencial.
N_A = Número de adaptadores.
N_B = Número de bocas.
N_M = Número de manguitos.
N_V = Número de varillas.
NB = Número de barrenos.
NR = Nivel de ruido.
p = Penetración en una revolución.
p′ = Penetración obtenida en el ensayo en una revolución.
p_a = Presión de salida del aire del compresor.
P_h = Presión de la onda de choque hidráulica.
p_m = Presión del fluido de trabajo dentro del cilindro.
P = Presión.
P_g = Presión de los gases.
P_h = Presión total a la que se encuentra la carga sumergida.
P_j = Producción del jumbo por operador.
P_k = Presión final de los gases de expansión.
P_m = Peso molecular.
P_o = Presión atmosférica (1 at).
P_r = Pendiente de una rampa (%).
P_H = Presión de la onda de choque hidráulica.
P_M = Potencia de un martillo.
PB = Presión de barreno.
PB_e = Presión de barreno efectiva.
PC = Proporción de material retenido para una abertura de malla T_b.
PD = Presión de detonación.
PE = Presión de explosión.
PE_s = Presión específica.
PI = Presión de la onda incidente.
PR = Presión de la onda reflejada.
PR_c = Probabilidad de rotura de cristales.
PS = Perforación específica.
PT = Presión de la onda transmitida.
PT_{max} = Presión transmitida máxima.
PAP = Potencia absoluta en peso.
PAV = Potencia absoluta en volumen.
PRP = Potencia relativa en peso.
PRV = Potencia relativa en volumen.
q_c = Concentración de la carga de columna por unidad de longitud.
q_f = Concentración de la carga de fondo por unidad de longitud.
q_l = Concentración de carga por unidad de longitud.
q_s = Densidad de carga por unidad de superficie.
Q = Carga de explosivo.
Q_a = Caudal del fluido de barrido.
Q_b = Carga de explosivo por barreno.
Q_c = Carga de columna.
= Carga de explosivo corregida.
Q_e = Calor de explosión.
Q_f = Carga de fondo.
Q_o = Calor de explosión.
Q_{kp} y Q_{kv} = Calores desarrollados por 1 kg. de explosivo a presión y volumen constantes.
Q_{mp} y Q_{mv} = Calores desarrollados por un mol de explosivo a presión y volumen constantes.
r_b = Radio del barreno.
r_e = Radio efectivo de una boca.
r_l = Resistencia por metro lineal de hilo.
r_0, r_1 = Radio exterior e interior de una boca.
R = Constante de los gases.
R_b = Distancia límite de burbuja en cargas detonadas bajo el agua.
R_c = Radio crítico.
R_e = Rendimiento de transmisión de energía.
R_m = Resistencia de la pared del barreno original.
R_p = Resistencia del puente del detonador.
R_v = Resistencia a la voladura.
R_D = Resistencia total del detonador.
R_L = Resistencia de la línea de tiro.
R_T = Resistencia total del circuito.
RA = Rendimiento de arranque.
RC = Resistencia a compresión simple.
RC′ = Resistencia dinámica a compresión simple.
RS = Tamaño relativo entre el bloque de roca y el cazo.
RT = Resistencia a tracción.
RT′ = Resistencia dinámica a tracción.
R.M.D. = Descripción del macizo rocoso.
R.Q.D. = Indice de calidad de la roca (Rock Quality Designation).
R.Q.I. = Indice de calidad de la roca (Rock Quality Index).
s = Constante de volabilidad.
S = Espaciamiento nominal.
S_c = Espaciamiento entre los barrenos de contorno.
S_e = Espaciamiento efectivo.
S_i = Impulso de encendido.
S_p = Superficie de contacto de un bloque.
S_z = Espaciamiento entre los barrenos de zapateras.
SG = Peso específico.
SP = Sobrepresión aérea.
SP_o = Presión del menor sonido que puede ser escuchado.
SDC = Capacidad de amortiguación específica.
SGI = Influencia del peso específico.
t = Tiempo.
t_b = Tiempo de cambio de una boca.
t_e = Tiempo de retardo efectivo.
t_m = Tiempo de maniobra.
t_n = Tiempo de retardo nominal.
t_r = Tiempo de retardo.
t_v = Tiempo o duración de la voladura.
T = Retacado.
T_a = Tamaño del bloque obtenido.
T_b = Tamaño del bloque.
Abertura de malla.
T_{bc} = Tamaño característico.
T_d = Tamaño máximo del bloque deseado.
T_e = Temperatura de explosión.
T_o = Temperatura crítica a partir de la cual la roca pasa a ser plástica.
T_r = Par de rotación.
T_s = Período en segundos.
T_v = Duración de la excitación sísmica.
TRB = Tiempo de retardo entre barrenos.
TRF = Tiempo de retardo entre filas.
u = Velocidad mínima de la roca.
Indice de uniformidad.
U_e = Energía interna del explosivo.

U_p = Velocidad de partícula del explosivo.
v = Velocidad de partícula.
v_o = Velocidad inicial.
v_p = Velocidad máxima del pistón.
v_s = Volumen específico del explosivo.
v_{crit} = Velocidad de partícula crítica.
v/w = Grado de equilibrio en el esquema geométrico de una voladura múltiple.
V = Voltaje.
Volumen.
V_a = Velocidad ascensional.
V_b = Volumen del barreno.
V_e = Volumen de explosivo.
V_i = Vida de un accesorio (boca, varilla, manguito o adaptador).
VC = Velocidad de propagación en la roca.
VC_p, VC_s = Velocidades de propagación de las ondas P y S.
VD = Velocidad de detonación.
VG, VG_o = Volumen de gas liberado.
VH = Velocidad de la onda de choque en el agua.
VM = Velocidad media de perforación.
VP = Velocidad de penetración.
VR = Volumen de roca arrancado.
VS = Velocidad del sonido en el aire.
w_e = Trabajo de expansión de gases.
W = Energía necesaria para la fragmentación de la roca.
W_i = Indice de Bond de la roca.
W_A = Peso de un bloque de roca.
x = Exponente de la ley de amortiguación.
X = Avance medio de un pega.
Distancia horizontal entre la línea teórica de fondos de barrenos y el comienzo de una rampa.
y = Desplazamiento de partícula.
Z_e = Impedancia del explosivo.
Z_r = Impedancia de la roca.
α = Inclinación
Desviación angular
Coeficiente de absorción
β = Angulo de los barrenos con respecto a la vertical.
Angulo de talud.
γ = Angulo.
Δ = Relación de profundidades «D_g/D_c».
Δ_o = Relación óptima de profundidades.
Δt = Duración de la presión de detonación.
ΔP = Sobrepresión aérea.
ε_s = Energía específica superficial de fragmentación.
θ = Angulo de salida
Inclinación.
θ_A = Angulo provocado en el esquema de fuerzas por la componente longitudinal de las vibraciones.
μ = Coeficiente de fricción de la roca.
ν = Coeficiente de Poisson.
ρ_a, ρ_o = Densidad o masa volumétrica del agua.
ρ_e = Densidad del explosivo.
ρ_{mr} = Densidad del material de recubrimiento.
ρ_r = Densidad de la roca.
σ = Tensión radial inducida en la roca.
σ_i = Tensión de la onda incidente.
σ_t = Tensión de la onda transmitida.
σ_r = Tensión de la onda reflejada.
Σ = Constante volumétrica del cráter.
ϕ = Angulo de fricción.
Angulo entre la línea de progresión de la voladura y la posición del captador.

Aceleración de partícula Parámetro de medida de una vibración en g ($1g = 9{,}8\ m/s^2$).

Agente explosivo Mezcla de sustancias combustibles y oxidantes que no son intrínsecamente explosivas por separado.

Altura de hastial Distancia desde el piso del túnel o cámara al punto de arranque de la bóveda.

Amplitud Desplazamiento máximo de una partícula al vibrar el terreno.

ANFO Agente explosivo mezcla de nitrato amónico y gas-oil.

ANFOPS Mezcla de ANFO con poliestireno expandido en forma de pequeñas bolitas.

ANFO Pesado Agente explosivo constituido por una mezcla de emulsión y ANFO.

Artillero Persona cualificada para la carga y supervisión de las voladuras que está en posesión de los certificados correspondientes.

Atacador Herramienta empleada para compactar los cartuchos de explosivo y el material inerte de retacado.

Avance de pega Longitud excavada en cada voladura en túneles, pozos, etc.

Banco Unidad básica de explotación en forma de gran escalón constituido por un plano vertical, o frente, y un plano horizontal, o plataforma de trabajo.

Barreno Hueco cilíndrico practicado en la roca para alojar explosivo.

Berma Plataforma horizontal de un banco cuando llega a la posición final de la excavación.

Boca Util de perforación que transmite la energía a la roca para su destrucción.

Boca retráctil Boca que dispone de estrías y dientes en la parte posterior que permiten la perforación en retroceso en terrenos malos que tienden a desmoronarse.

Bocazo Rotura en cráter que produce un barreno en su parte inicial al no disponer el explosivo de una salida franca o existir una sobrecarga.

Bolo Fragmento de roca con unas dimensiones excesivamente grandes para ser manipulado por el equipo de carga.

Bulón Anclaje metálico para refuerzo de la roca.

Cantera Explotación a cielo abierto para la extracción de rocas ornamentales y de construcción; calizas, mármoles, granitos, pizarras, etc.

Caña de barreno Superficie cilíndrica abierta en la roca al perforar un barreno.

Carga conformada Explosivo preparado con una configuración geométrica especial, empleado fundamentalmente en la fragmentación secundaria y en demoliciones.

Carga espaciada Carga constituida por explosivo a granel, cartuchos o fracciones de éstos, separados con un material inerte o aire, e iniciados de forma instantánea o retardada.

Carga de columna Explosivo colocado por encima de la carga de fondo y que llega hasta el retacado.

Carga de fondo Explosivo, generalmente de alta potencia, situado en la parte inferior de un barreno.

Carga operante Suma de las cargas de explosivo que se considera que detonan en un intervalo de tiempo inferior a 8 ms dentro de una voladura.

Cargadora neumática Equipo accionado por aire comprimido usado para cargar explosivos encartuchados o a granel.

Cartucho Carga de explosivo con una geometría cilíndrica.

Cebado axial Sistema de iniciación de una carga de explosivo mediante un cordón detonante a lo largo de ella.

Cebado puntual Sistema de iniciación con un cebo colocado generalmente en el fondo o en la cabeza de la columna de explosivo.

Cebo Carga de explosivo de alta potencia y sensibilidad, en la que se sitúa el iniciador, y que sirve para aumentar el rendimiento de otros explosivos.

Centralizador Accesorio empleado para que la sarta de perforación gire sobre un mismo eje y se reduzcan las desviaciones.

Chimenea Excavación subterránea vertical o con un ángulo superior a los 45° y sección reducida.

Circuito de voladura Circuito eléctrico utilizado para disparar uno o más detonadores.

Concentración de carga Cantidad de explosivo utilizada por metro lineal de barreno para un diámetro dado. También se expresa por unidad de superficie en voladuras de contorno.

Conectador Accesorios de voladuras empleados para unir los cordones detonantes o hilos de los detonadores eléctricos.

Confinamiento Grado de enterramiento de una carga explosiva en el interior de la roca.

Cono tolva Excavación con sección triangular invertida para la extracción del mineral fragmentado en las minas metálicas subterráneas.

Consumo específico Cantidad de explosivo empleada por t o m^3 de roca volada.

Contorno Perfil o superficie final proyectada en una excavación.

Coquera Caverna o hueco que generalmente es atravesado por un barreno en rocas karstificadas.

Cordón detonante Cordón con cubierta de plástico y ánima de un explosivo potente y alta velocidad de detonación usado para iniciar las cargas de explosivo y transmitir la detonación.

Corrientes extrañas Flujos de corriente eléctrica que circulan fuera de un conductor normal. Pueden ser resultado de un defecto de aislamiento de un equipo, de la acción galvánica de dos metales distintos, etc.

Corta Explotación a cielo abierto por banqueo descendente en yacimientos de minerales metálicos, capas inclinadas de carbón, etc.

Cráter Hueco en forma cónica producido en la roca por efecto de una carga de explosivo situada en su interior.

Cuele Sección abierta en la roca para crear un frente libre en una voladura con gran confinamiento.

Culata Parte de un accesorio de perforación que se aloja entre el pistón del martillo y la sarta de perforación.

Deflagración Reacción explosiva rápida, aunque subsónica, acompañada por la formación de gases y presión de barreno, pero sin choque.

Demolición Rotura y derribo de una estructura artificial por voladura.

Densidad Relación entre la masa y el volumen de un cuerpo, roca, explosivo, etc.

Desacoplamiento Separación entre la superficie de una carga de explosivo y la pared del barreno donde se encuentra.

Descabezamiento Corte de la parte superior de un barreno causada por la salida de otro adyacente.

Descostramiento Mecanismo de rotura de la roca que se produce cuando la onda de choque se refleja sobre un frente libre como consecuencia de la gran diferencia de impedancias.

Descubierta Explotación a cielo abierto con un solo banco en la que generalmente el fondo coincide con el muro del nivel mineralizado.

Deslizadera Componente de las perforadoras rotopercutivas sobre el que se mueven los martillos neumáticos o hidráulicos, suministrando además el empuje necesario para el avance.

Despegue Separación que se produce entre el material fragmentado y la roca remanente después de la voladura.

Detonación Reacción explosiva que consiste en la propagación de una onda de choque a través del explosivo acompañada por una reacción química en la que se libera una gran cantidad de gases a alta presión y temperatura.

Detonación por simpatía Detonación de un material explosivo por medio del impulso transmitido por la detonación de otra carga a través del aire, tierra o agua.

Detonador Accesorio de iniciación en forma de cápsula detonante que puede ser en los eléctricos de retardo (0,5 s), de microrretardo (20 ó 30 ms) o instantáneos. También se diferencian en función del impulso de encendido.

Detritus Partículas o esquirlas de roca procedentes de la perforación de un barreno.

Diámetro crítico Diámetro por debajo del cual no tiene lugar la detonación estable de una carga de explosivo.

Dilución Mezcla del mineral con material estéril o sin valor.

Dinamita Explosivo inventado por Alfred Nobel. Actualmente, se considera cualquier explosivo en el que el sensibilizante es NG o un compuesto similar.

Distancia reducida Relación utilizada para predecir el nivel de vibración u onda aérea. Normalmente, se expresa por la distancia, en metros, desde la voladura al punto de estudio, dividida por la raíz cuadrada o cúbica de la carga operante, en kilogramos.

Elemento de retardo Accesorio de iniciación que sirve para desfasar en el tiempo el instante de detonación de una carga con respecto a otra.

Emboquille Punto de la superficie donde se inicia la perforación de un barreno.

Emulsión Agente explosivo en el que el nitrato amónico está disuelto en agua y en forma de pequeñas gotas rodeadas de un combustible.

Energía de burbuja Energía de los gases producidos por un explosivo. Se mide normalmente en ensayos bajo el agua.

Energía de radiofrecuencia Energía eléctrica transmitida a través del aire en forma de ondas de radio o electromagnéticas.

Energía de tensión Energía transmitida por la onda de choque generada por un explosivo.

Error de perforación Desviación geométrica de un barreno con respecto al esquema teórico.

Escollera Bloques de roca de gran tamaño empleados en la construcción de presas, puertos, protección de canales, etc.

Espiga o adaptador de culata Primera pieza de la sarta de perforación que transmite la energía de impacto del pistón y la rotura al tren de varillaje.

Esquema Plan de colocación geométrica de los barrenos para ser perforados en una voladura.

Esquema cuadrado Disposición de los barrenos en los vértices de un cuadrado.

Esquema al tresbolillo Disposición de los barrenos de manera que los de una fila se encuentran entre los de la precedente formando triángulos.

Espaciador Elemento o material utilizado para separar las cargas dentro de un mismo barreno.

Espaciamiento Distancia entre barrenos de una misma fila.

Esponjamiento Aumento del volumen de una roca después de ser troceada.

Explosión Proceso termoquímico en el que una mezcla de gases, líquidos o sólidos reacciona con la formación instantánea de gases a alta presión y temperatura.

Explosivo Sustancia o mezcla de sustancias que por liberación súbita de su energía produce una sobrepresión en sus alrededores seguida de llama y ruido.

Explosor Equipo empleado para energetizar a los detonadores eléctricos u otros especiales.

Explosor secuencial Explosor que dispone de diver-

sos canales en los que la descarga de corriente se produce con un desfase prefijado de milisegundos.

Fila Serie de barrenos alineados en una voladura.

Fractura Plano de discontinuidad o rotura de la roca dentro de un macizo.

Fragmentación Tamaño de los trozos de roca volada.

Frecuencia Parámetro característico de una vibración (Hz o ciclos por segundo).

Frente Superficie libre en una voladura.

Galería Excavación subterránea lineal, generalmente, en minería.

Galería piloto Excavación de sección reducida, previa a la ejecución de un túnel, galería o cámara de mayores dimensiones.

Hastial Cara lateral de una excavación.

Hidrogel Papilla explosiva constituida por una solución acuosa de NA sensibilizada por un combustible y espesada con aditivos gelificantes.

Humos Gases peligrosos o nocivos producidos en una voladura.

Impedancia Propiedad que sirve para medir la transferencia de energía de un material. Se mide por el producto de la densidad por la velocidad sónica.

Inclinación Angulo formado por la dirección del barreno con la vertical.

Inicación Acto de detonar un explosivo por medio de un detonador o cualquier otro accesorio.

Iniciador Accesorio de voladura empleado para hacer detonar un explosivo.

Inserto Pieza de metal duro que se usa en las bocas de perforación.

Jumbo Equipo autopropulsado con uno o varios brazos que disponen de martillos para perforación en trabajos subterráneos.

Juntas Planos de debilidad en el macizo rocoso que no ofrecen ninguna resistencia a la separación.

Línea de pega Cable eléctrico utilizado para conectar la voladura al explosor.

Malla Ver esquema.

Manguito Pieza de unión de las varillas de perforación.

Maniobra de perforación Cualquier operación referida al traslado del equipo de perforación, prolongación del varillaje, retirada de éste, limpieza del barreno, etc.

Martillo perforador Equipo accionado neumática o hidráulicamente usado para perforar barrenos transmitiendo la energía en forma de ondas de choque.

Microesferas Pequeñas esferas de vidrio o plástico que se adicionan a los explosivos para aumentar la sensibilidad.

Microrretardo Desfase de tiempo en milisegundos con que se fabrican diversos accesorios de voladura, detonadores, relés, etc.

NG Nitroglicerina ($C_3H_5(ONO_2)_3$).

Nonel Sistema de iniciación de los detonadores en el que la energía se transmite a éstos por medio de una onda de choque que viaja por el interior de un tubo de plástico.

Onda aérea Sobrepresión del aire que se produce durante una voladura.

Onda de detonación Onda de choque que se propaga por la carga de explosivo a una velocidad superior a la del sonido en ese medio.

Pega Voladura.

Pendiente Relación entre la diferencia de cotas de dos puntos y la proyección horizontal del segmento que las une.

Perforación específica Metros de barreno o volumen perforado por t o m^3 de roca arrancada.

PETN Pentrita (Pentaeritritoltetranitrato). Explosivo de alta potencia empleado en los cordones detonantes y como carga base de los detonadores.

Piedra Distancia desde un barreno al frente libre de la roca, medida perpendicular al eje del taladro.

Pila de material Conjunto de roca fragmentada después de una voladura.

Pilar pestaña o corona Parte superior de una cámara de mineral en explotación que se encuentra por debajo del nivel de cabeza o perforación.

Piso Superficie inferior en un banco, túnel o cámara. También solera en estos últimos casos.

Polvo de perforación Partículas de roca procedentes de la perforación de un barreno.

Pólvora Mezcla, por lo común, de salitre, azufre y carbón que a cierto grado de calor se inflama, desprendiendo bruscamente gran cantidad de gases.

Polvorín Estructura portátil o construcción fija usada para almacenar explosivos y accesorios de voladura.

Potencia Propiedad de un explosivo medida por diversos métodos y que expresa la capacidad del mismo para realizar un trabajo.

Pozo Excavación subterránea vertical con sección rectangular o circular y dimensiones mayores que las chimeneas.

Precorte Voladura de contorno constituida por barrenos que se disparan antes que las voladuras de destroza y que crean un corte o plano de fisuración en las rocas.

Presión de barreno Presión que los gases calientes de la detonación ejercen sobre las paredes de los barrenos.

Presión de detonación Presión medida en el plano C-J, por detrás del frente de detonación, cuando éste se propaga por una columna de explosivo.

Presión de muerte Presión que hace que a la densidad del explosivo alcanzada éste pierda su sensibilidad para detonar.

Prevoladura Voladura sin apenas desplazamiento que sirve para aumentar la fracturación natural o esponjar la roca con vistas al arranque y carga posterior con un equipo mecánico.

Prill Pequeña esfera porosa de nitrato-amónico.

Protección Materiales utilizados para controlar las proyecciones de roca.

Proyección Lanzamiento de fragmentos de roca en una voladura.

Recorte Voladura de contorno formada por barrenos próximos y cargas suaves disparadas después de las de destroza para conseguir una mejor terminación del perfil final.

Repié Partes de roca de los macizos rocosos que aparecen en las zonas inferiores de los bancos sin fragmentar.

Retacado Zona de los barrenos sin carga de explo-

sivo que se rellena con un material inerte, polvo, arena, arcilla, etc.

Roca suelta Fragmentos de roca desprendidos por las grietas o diaclasas.

Saneo Operación de retirada y limpieza de la roca suelta o en malas condiciones de estabilidad de los hastiales y frentes.

Sensibilidad Medida de la susceptibilidad de un explosivo para detonar cuando recibe un impulso externo subsónico. También medida de la disponibilidad de un explosivo para propagar la detonación.

Sensibilizante Ingrediente usado en los explosivos para aumentar la facilidad a la iniciación o propagación de las reacciones.

Sismógrafo Instrumento que mide y proporciona un registro permanente de las vibraciones del terreno inducidas por terremotos y voladuras.

Sobreexcavación Arranque de roca producido fuera del límite teórico de actuación de la voladura.

Sobreperforación Longitud de barreno perforada por debajo del nivel de arranque proyectado.

Subnivel Galerías abiertas a diferentes profundidades para la explotación de yacimientos.

Talud Relación entre la proyección horizontal y la altura del frente de un banco.

Taqueo Fragmentación secundaria o rotura de bolos procedentes de una voladura.

Tiro Barreno cargado con explosivo.

TNT Trinitrotolueno.

Trialeta Boca para perforación rotativa por corte con forma de escariador y piezas de metal duro o diamantes en los bordes.

Tricono Boca para perforación rotativa por trituración y desgarramiento constituida por tres conos con dientes de acero o insertos de metal duro.

Tubo omega Tubo de plástico abierto por una generatriz que sirve para preparar cargas con cartuchos espaciados en las voladuras de contorno.

Túnel Excavación subterránea lineal.

Velocidad de detonación Velocidad a la que la onda de detonación se propaga en una carga de explosivo.

Velocidad de partícula Velocidad a la que una partícula del terreno se mueve desde su posición de reposo.

Velocidad de penetración Ritmo neto de avance durante la perforación de un barreno.

Velocidad de perforación Ritmo medio de perforación de barrenos incluyendo los tiempos no productivos.

Velocidad de propagación Velocidad con la que viaja una onda en un medio sólido o líquido.

Vibración Movimiento oscilante de un medio sólido o líquido al paso de una onda elástica.

Voladura Fragmentación de la roca y otros materiales sólidos mediante explosivos confinados en barrenos o adosados a su superficie.

Voladura amortiguada Voladura disparada después de la principal, constituida por cargas desacopladas y poco espaciadas para producir taludes competentes.

Voladura en banco Tipo de voladura que se realiza con uno o dos frentes libres sobre un banco y barrenos verticales u horizontales.

Voladura controlada Técnica de voladura usada para controlar la sobreexcavación y producir un talud final competente. Puede ser de precorte, recorte, perforación en línea, voladura amortiguada, etc.

Voladura de proyección Voladura realizada para desplazar la mayor distancia posible la roca fragmentada.

Voladura secundaria Técnica de voladura empleada para trocear los bolos producidos en las voladuras principales.

Voladura submarina Voladura de roca bajo una lámina de agua.

Zapateras Barrenos inferiores horizontales o con ligera inclinación.

ANEXO 3. DICCIONARIO INGLÉS-ESPAÑOL

A

Adit	Galería de acceso
Advance per round	Avance por voladura
Angle of dip	Ángulo de inclinación
Angle of strike	Dirección de la capa
Area of ore body	Superficie de criadero de mineral

B

Backbreak	Sobreexcavación
Bedrock	Lecho de roca
Bench	Banco
Bench blasting	Voladura por bancos
Bench drilling	Perforación por bancos
Bench height	Altura de banco
Bench hole	Barreno de banqueo
Big hole blasting	Voladura de gran diámetro
Bit	Boca
Bit gauge	Galga de bocas
Black powder fuse	Mecha de pólvora negra
Black single fuse	Mecha negra simple
Blast hole	Barreno
Blast rock	Roca volada
Blasting	Voladura
Blasting machine	Explosor
Blasting of profiles	Voladura de perfiles
Block caving	Explotación por hundimiento
Block caving	Derrumbamiento por corte inferior
Block holing	Taqueo
Blocky	Roca en bloques
Bottom	Fondo, suelo, piso
Bottom charge	Carga de fondo
Boulder	Bloque
Box hole	Barreno de cuele
Break through (hole through)	Recorte, pasillo
Burden	Piedra

C

Caving	Hundimiento, explotación por hundimiento
Chain feed	Avance de cadena
Chamber blasting	Voladura por cámaras
Charging machine	Máquina cargadora de barrenos
Chisel bit	Boca de bisel
Collaring	Emboquillado
Column charge	Carga de columna
Construction of headings	Apertura de galerías
Coupling sleeve	Manguito de acoplamiento
Crosscut	Galería transversal
Cut	Corte, cuele
Cut-and-fill	Corte y relleno
Cut hole	Barreno del cuele
Cuttings	Detritus de perforación

D

Deck charging with wooden spacers	Carga con intercalación de espaciadores de madera
Delay blasting	Voladura de retardo
Delay detonator	Detonador de retardo
Density of charge	Densidad de carga
Detonating fuse	Mecha detonante, mecha rápida
Detonation velocity	Velocidad de detonación
Developer	Barrenista
Diamond bit	Corona de diamantes
Diamond drilling	Perforación con diamante
Dip	Inclinación, buzamiento
Dip face	Frente inclinado
Direction of mining	Dirección, rumbo de la explotación minera
Displacement	Desplazamiento, falla
Distance between levels	Altura entre niveles
Drift	Galería
Drill bit	Boca de perforación
Drill hole	Barreno
Drill operator	Barrenista, barrenero
Drill steel	Barrena
Drill steel shank	Culata de la barrena
Drilling	Perforación
Drilling dust	Polvo producido en la perforación

Drilling footage	Metros perforados
Drilling pattern	Esquemas de perforación
Drilling performance per shift	Rendimiento de perforación por turno
Drillin rate	Velocidad de perforación
Drilling up	Perforación ascendente
Drill steel set	Juego de barrenas
Driving of raises	Avance de chimeneas
Dry drilling	Perforación con barrido por aire
Dynamite	Dinamita

E

Earth pressure	Empuje del terreno
Electric blasting cap	Detonador eléctrico
Electring firing	Pega eléctrica
Explosive	Explosivo
Explosive Cartridge	Cartucho explosivo
Extension rod	Barra de extensión

F

Face of heading	Frente de avance de la galería
Faulted rock	Roca agrietada, diaclasa
Feed arrangement	Dispositivo de avance
Fill	Relleno, terraplén
Fill-raise	Chimenea de relleno
Firing sequence	Secuencia de disparo
Firing with detonating fuse	Pega con cordón detonante
Fissured rock	Roca fisurada
Floor (foot wall)	Piso, suelo, fondo
Footwall	Muro
Four-wing bit	Boca con cuatro plaquitas
Fragmentation	Fragmentación de la roca
Full-face driving	Avance a sección completa
Fuse	Mecha
Fuse ignition	Pega por mecha

G

Gap test	Ensayo de detonación a distancia
Gate	Puerta de galería
Glory-hole mining	Minería a cielo abierto con transporte subterráneo
Grout hote drilling	Perforación para inyección

H

Hanging wall	Techo
Hard metal bit	Boca de metal duro
Haulage	Acarreo, transporte
Haulage drift	Galería de transporte
Haulage level	Nivel de transporte
Heading blasting	Voladura de cámaras
Heavy round	Voladura grande
Hexagon drill steel	Barrena hexagonal
Hoist	Malacate, máquina de extracción
Hoisting	Extracción
Hoisting shaft	Pozo de extracción

I

Igniter cord	Cordón de encendido
Ignition	Ignición, encendido, pega
Incline (ramp)	Rampa, plano inclinado
Inclined	Oblicuo, inclinado
Inclined drift	Galería inclinada
Instantaneous blasting cap	Detonador instantáneo
Integral drill steel	Barrena integral

J

Jack shaft	Pozo interior, pozo ciego
Jet piercing	Perforación térmica

L

Large-hole drilling	Perforación de barrenos de gran diámetro
Largest individual charge	Máxima carga individual
Lateral drift	Galería lateral
Level	Nivel
Limiting charge	Carga límite
Loader	Cargadora
Loader gate	Galería de transporte
Loading capacity	Capacidad de carga
Long-hole drilling	Perforación de barrenos largos
Longwall-mining	Arranque por tajo largo

M

Main gate	Galería general
Main level	Nivel principal
Main haulage level	Nivel principal de transporte
Mine	Mina
Miner's helmet	Casco de minero
Misfire, missed round	Voladura fallada

O

Open cut, open trench	Trinchera de acceso
Open pit	Explotación a cielo abierto
Open underhand stoping	Minería por bancos subterráneos
Ore	Mineral
Ore bin	Silo de mineral
Ore pass	Chimenea en mineral
Overbreak	Sobreexcavación
Overhand stoping	Arranque por realce

P

Parallel hole drilling	Perforación de barrenos paralelos
Percussive drilling, hammer drilling	Perforación por percusión
Pillar blasting	Explotación por pilares

Pit	Pozo, chimenea
Pitch	Inclinación
Plaster-shooting	Taqueo
Plaster shot	Tiro adicional
Pneumatic churn drilling	Perforación neumática por percusión
Pneumatic pusher	Empujador neumático
Popping	Taqueo
Preparatory work	Labores de preparación
Primary blasting	Voladura primaria
Production drilling	Perforación de explotación
Propagation	Propagación

Q

Quarry	Cantera
Quick fuse	Mecha rápida

R

Raise	Chimenea
Reamer	Escariador
Reamer bit	Boca de escariar
Reduced charge	Carga reducida
Relief hole	Aliviador, barreno auxiliar
Resistance to blasting, rock factor	Resistencia a la voladura, factor de la roca
Reverse fault	Falla inversa
Rip	Recorte del techo
Rock blasting	Voladura
Rock chamber	Cámara subterránea
Rock drift	Galería en roca
Rock drill	Perforadora
Roof fall	Caída del techo
Roof of drift	Techo de galería
Roof and pillar mining	Minería por cámaras y pilares
Round	Voladura
Row of cuts	Hilera de cortes, hilera de cueles
Row of holes	Fila de barrenos

S

Safety fuse	Mecha de seguridad
Scaling	Saneo de la roca
Screw feed	Avance de tornillo
Secondary blasting	Voladura secundaria
Shaft	Pozo
Shaft sinking	Profundización de pozos
Shank	Culata de barrena
Shaped charges	Cargas conformadas
Shearing V-cut	Cuele en V, cuele en cuña
Shot firer	Artillero
Short delay blasting	Voladura de microrretardo
Shrinkage stoping	Cámaras-almacén
Side stoping	Arranque lateral
Side wall	Hastial
Sinking	Hundimiento
Six hole horizontal wedge cut	Cuele paralelo de seis barrenos
Slab blasting	Voladura con despegue
Sole	Fondo, suelo, piso
Solid rock	Roca maciza
Spacing	Espaciamiento, distancia entre barrenos
Specific charge	Carga específica
Stability of detonation	Estabilidad de detonación
Staple shaft	Pozo ciego, pozo interior
Stemming	Retacado
Stick charge	Carga de cartuchos
Stone drift	Galería en estéril
Stope	Destroza
Stoper	Perforadora para realces
Stoping by bench	Excavación por bancos ascendentes
Stoping with waste fill (cut and fill)	Excavación de techo y relleno
Strike	Dirección
Stuck drill steel	Atasco de la barrena
Sub-level caving	Arranque de niveles por socavación ascendente
Sub-level drifting	Avance de subniveles
Sub-level stoping	Realce por subniveles
Sub-slicing	Arranque de niveles por socavación ascendente
Syncline	Sinclinal

T

Tamping	Atacado
Tamping stick	Atacador
Telescopic feed	Avance telescópico
Thermal drilling	Perforación térmica
Timbering	Entibación
Timberman	Entibador
Toe hole	Zapatera
Top gallery	Galería de techo
Total charge	Carga total
Travelling way	Galería de comunicación
Tungsten carbide	Carburo de tungsteno, metal duro
Tunnel face	Frente del túnel
Tunnel roof (back)	Techo de túnel, bóveda

U

Underground benching	Explotación por bancos subterráneos
Underground milling	Explotación por cámaras descendentes
Underhand stope	Arranque por bancadas

V-W

V-cut	Cuele en V
Wall of shaft	Pared de pozo
Vertical fan cut	Cuele vertical en abanico
Wall rock	Roca lateral
Wedge cut with stab-holes	Cuele con barrenos en diagonal
Wood tubbing	Revestimiento de pozo

ANEXO 4. DICCIONARIO ESPAÑOL-INGLES

A

Acarreo, transporte	Haulage
Aliviador, barreno auxiliar	Relief hole
Altura entre niveles	Distance between levels
Altura de banco	Bench height
Ángulo de inclinación	Angle of dip
Apertura de galerías	Construction of headings
Arranque de niveles por socavación ascendente	Sub-slicing
Arranque por realce	Overhand stoping
Arranque de niveles por socavación ascendente	Sub-level caving
Arranque por tajo largo	Longwall-mining
Arranque por bancadas	Underhand stope
Arranque lateral	Side stoping
Artillero	Shot firer
Atacado	Tamping
Atacador	Tamping stick
Atasco de la barrena	Stuck drill steel
Avance telescópico	Telescopic feed
Avance de subniveles	Sub-level drifting
Avance de chimeneas	Driving of raises
Avance de cadena	Chain feed
Avance de tornillo	Screw feed
Avance a sección completa	Full-face driving
Avance por voladura	Advance per round

B

Banco	Bench
Barra de extensión	Extension rod
Barrena integral	Integral drill steel
Barrena	Drill steel
Barrena hexagonal	Hexagon drill steel
Barrenista, barrenero	Drill operator
Barrenista	Developer
Barreno	Blast hole
Barreno de banqueo	Bench hole
Barreno de cuele	Box hole
Barreno del cuele	Cut hole
Barreno	Drill hole
Bloque	Boulder
Boca	Bit
Boca de metal duro	Hard metal bit
Boca con cuatro plaquitas	Four-wing bit
Boca de perforación	Drill bit
Boca de bisel	Chisel bit
Boca de escariar	Reamer bit

C

Caída del techo	Roof fall
Cámara subterránea	Rock chamber
Cámaras-almacén	Shrinkage stoping
Cantera	Quarry
Capacidad de carga	Loading capacity
Carburo de tungsteno, metal duro	Tungsten carbide
Carga de cartuchos	Stick charge
Carga específica	Specific charge
Carga límite	Limiting charge
Carga de fondo	Bottom charge
Carga reducida	Reduced charge
Carga total	Total charge
Carga de columna	Column charge
Carga con intercalación de espaciadores de madera	Deck charging with wooden spacers
Cargadora	Loader
Cargas conformadas	Shaped charges
Cartucho explosivo	(Explosive) Cartridge
Casco de minero	Miner's helmet
Cordón de encendido	Igniter cord
Corona de diamantes	Diamond bit
Corte, cuele	Cut
Corte y relleno	Cut and fill
Cuele paralelo de seis barrenos	Six hole horizontal wedge cut
Cuele en V	V-cut
Cuele vertical en abanico	Vertical fan cut
Cuele con barrenos en diagonal	Wedge cut with stab-holes
Cuele en V, cuele en cuña	Shearing V-cut
Culata de la barrena	Drill steel shank
Culata de barrena	Shank
Chimenea	Raise
Chimenea en mineral	Ore pass
Chimenea de relleno	Fill-raise

D

Densidad de carga	Density of charge
Derrumbamiento por corte inferior	Block caving
Desplazamiento, falla	Displacement
Destroza	Stope
Detonador de retardo	Delay detonator
Detonador eléctrico	Electric blasting cap
Detonador instantáneo	Instantaneous blasting cap
Detritus de perforación	Cuttings
Dinamita	Dynamite
Dirección	Strike
Dirección, rumbo de la explotación minera	Direction of mining
Dirección de la capa	Angle of strike
Dispositivo de avance	Feed arrangement

E

Emboquillado	Collaring
Empujador neumático	Pneumatic pusher
Empuje del terreno	Earth pressure
Ensayo de detonación a distancia	Gap test
Entibación	Timbering
Entibador	Timberman
Escariador	Reamer
Espaciamiento, distancia entre barrenos	Spacing
Esquemas de perforación	Drilling pattern
Estabilidad de detonación	Stability of detonation
Excavación de techo y relleno	Stoping with waste fill (cut and fill)
Excavación por bancos ascendentes	Stoping by bench
Explosivo	Explosive
Explosor	Blasting machine
Explotación por hundimiento	Block caving
Explotación por bancos subterráneos	Underground benching
Explotación por pilares	Pillar blasting
Explotación a cielo abierto	Open pit
Explotación por cámaras descendentes	Underground milling
Extracción	Hoisting

F

Falla inversa	Reverse fault
Fila de barrenos	Row of holes
Fondo, suelo, piso	Bottom
Fondo, suelo, piso	Sole
Fragmentación de la roca	Fragmentation
Frente de avance de la galería	Face of heading
Frente del túnel	Tunnel face
Frente inclinado	Dip face

G

Galería en estéril	Stone drift
Galería lateral	Lateral drift
Galería general	Main gate
Galería de comunicación	Travelling way
Galería de techo	Top gallery
Galería de transporte	Loader gate
Galería en roca	Rock drift
Galería de acceso	Adit
Galería transversal	Crosscut
Galería	Drift
Galería inclinada	Inclined drift
Galería de transporte	Haulage drift
Galga de bocas	Bit gauge

H

Hastial	Side wall
Hilera de cortes, hilera de cueles	Row of cuts
Hundimiento	Sinking
Hundimiento, explotación por hundimiento	Caving

I

Ignición, encendido	Pegalgnition
Inclinación, buzamiento	Dip
Inclinación	Pitch

J

Juego de barrenas	Drill steel set

L

Labores de preparación	Preparatory work
Lecho de roca	Bedrock

M

Malacate, máquina de extracción	Hoist
Manguito de acoplamiento	Coupling sleeve
Máquina cargadora de barrenos	Charging machine
Máxima carga individual	Largest individual charge
Mecha rápida	Quick fuse
Mecha detonante, mecha rápida	Detonating fuse
Mecha de pólvora negra	Black powder fuse
Mecha negra simple	Black single fuse
Mecha	Fuse
Mecha de seguridad	Safety fuse
Metros perforados	Drilling footage
Mina	Mine
Mineral	Ore
Minería por cámaras y pilares	Roof and pillar mining
Minería por bancos subterráneos	Open underhand stoping
Minería a cielo abierto con transporte subterráneo	Glory-hole mining
Muro	Footwall

N

Nivel de transporte	Haulage level
Nivel	Level
Nivel principal de transporte	Main haulage level
Nivel principal	Main level

O

Oblicuo, inclinado	Inclined

P

Pared de pozo	Wall of shaft
Pega por mecha	Fuse ignition
Pega eléctrica	Electric firing
Pega con cordón detonante	Firing with detonating fuse
Perforación por percusión	Percussive drilling, hammer drilling
Perforación con barrido por aire	Dry drilling
Perforación de barrenos largos	Long-hole drilling
Perforación	Drilling
Perforación térmica	Thermal drilling
Perforación neumática por percusión	Pneumatic churn drilling
Perforación de explotación	Production drilling
Perforación por bancos	Bench drilling
Perforación de barrenos de gran diámetro	Large-hole drilling
Perforación térmica	Jet piercing
Perforación para inyección	Grout hole drilling
Perforación con diamante	Diamond drilling
Perforación ascendente	Drilling up
Perforación de barrenos paralelos	Parallel hole drilling
Perforadora para realces	Stoper
Perforadora	Rock drill
Piedra	Burden
Piso, suelo, fondo	Floor (foot wall)
Polvo producido en la perforación	Drilling dust
Pozo, chimenea	Pit
Pozo interior, pozo ciego	Jack shaft
Pozo ciego, pozo interior	Staple shaft
Pozo	Shaft
Pozo de extracción	Hoisting shaft
Profundización de pozos	Shaft sinking
Propagación	Propagation
Puerta de galería	Gate

R

Rampa, plano inclinado	Incline (ramp)
Realce por subniveles	Sub-level stoping
Recorte del techo	Rip
Recorte, pasillo	Break through (hole through)
Relleno, terraplén	Fill
Rendimiento de perforación por turno	Drilling performance per shift
Resistencia a la voladura, factor de la roca	Resistance to blasting, rock factor
Retacado	Stemming
Revestimiento de pozo	Wood tubbing
Roca fisurada	Fissured rock
Roca maciza	Solid rock
Roca volada	Blast rock
Roca lateral	Wall rock
Roca agrietada, diaclasa	Faulted rock
Roca en bloques	Blocky

S

Saneo de la roca	Scaling
Secuencia de disparo	Firing sequence
Silo de mineral	Ore bin
Sinclinal	Syncline
Sobreexcavación	Backbreak
Sobreexcavación	Overbreak
Superficie de criadero de mineral	Area of ore body

T

Taqueo	Popping
Taqueo	Blockholing
Taqueo	Plaster-shooting
Techo	Hanging wall
Techo de túnel, bóveda	Tunnel roof (back)
Techo de galería	Roof of drift
Tiro adicional	Plaster shot
Trinchera de acceso	Open cut, open trench

V

Velocidad de detonación	Detonation velocity
Velocidad de perforación	Drilling rate
Voladura	Round
Voladura por bancos	Bench blasting
Voladura por cámaras	Chamber blasting
Voladura de retardo	Delay blasting
Voladura de microrretardo	Short delay blasting
Voladura secundaria	Secondary blasting
Voladura con despegue	Slab blasting
Voladura de cámaras	Heading blasting
Voladura de gran diámetro	Big hole blasting
Voladura fallada	Misfire, missed roud
Voladura	Blasting
Voladura de perfiles	Blasting of profiles
Voladura grande	Heavy round
Voladura	Rock blasting
Voladura primaria	Primary blasting

Z

Zapatera	Toe hole

ANEXO 5. UNIDADES FUNDAMENTALES Y DERIVADAS DEL SISTEMA INTERNACIONAL S.I.

MAGNITUD	UNIDAD S.I.		DEFINICION	DIMENSION
	NOMBRE	SIMBOLO		
Longitud	Metro	m		m
Masa	Kilogramo	kg		kg
Tiempo	Segundo	s		s
Intensidad de corriente eléctrica	Amperio	A		A
Temperatura	Grado Celsius	°C		°C
Angulo plano	Radián	rad		—
Area	m^2			m^2
Volumen	m^3			m^3
Velocidad lineal	m/s			$m \cdot s^{-1}$
Velocidad angular	rad/s			s^{-1}
Aceleración lineal	m/s^2			$m \cdot s^{-2}$
Frecuencia	hertz	Hz		s^{-1}
Fuerza-Peso	newton	N	$1N = 1\ kg \cdot 1\ m/s^2$	$m \cdot kg \cdot s^{-2}$
Trabajo-Energía-Cantidad de calor	julio	J	$1\ J = 1\ N \cdot 1\ m$	$m^2 \cdot kg \cdot s^{-2}$
Potencia	watio	W	$1\ W = 1\ J/s$	$m^2 \cdot kg \cdot s^{-3}$
Presión-Tensión	pascal	Pa	$1\ Pa = 1\ N/m^2$	$m^{-1} \cdot kg \cdot s^{-2}$
Densidad o masa volumétrica	kg/m^3			$kg \cdot m^{-3}$
Diferencia de potencial				
Fuerza electromotriz-Tensión eléctrica	voltio	V	$1\ V = 1\ W/A$	$m^2 \cdot kg \cdot s^{-3} \cdot A^{-1}$
Capacidad eléctrica	faradio	F	$1\ F = 1\ C/V$	$m^{-2} \cdot kg^{-1} \cdot s^4 \cdot A^2$
Resistencia eléctrica	ohmnio	Ω	$1\ \Omega = 1\ V/A$	$m^2 \cdot kg \cdot s^{-3} \cdot A^{-2}$

ANEXO 6. MULTIPLOS Y SUBMULTIPLOS DE LAS UNIDADES S.I.

NOMBRE	SIMBOLO	FACTOR POR EL QUE SE MULTIPLICA
tera	T	10^{12}
giga	G	10^9
mega	M	10^6
kilo	k	10^3
hecto	h	10^2
deca	da	10
deci	d	10^{-1}
centi	c	10^{-2}
mili	m	10^{-3}
micro	μ	10^{-6}
nano	n	10^{-9}
pico	p	10^{-12}

ANEXO 7. CONVERSION DE UNIDADES DE MEDIDA

LONGITUD

1 mm	= 0,03937 in	1 in	= 25,4 mm
1 cm	= 0,393 in	1 ft	= 30,48 cm
1 m	= 3,281 ft	1 ft	= 0,3048 m
1 m	= 1,094 yd	1 yd	= 0,9144 m

Unidades - in (pulgadas); ft (pie); yd (yarda).

AREA

1 mm^2	= 0,00155 in^2	1 in^2	= 645,16 mm^2
1 cm^2	= 0,155 in^2	1 in^2	= 6,4516 cm^2
1 m^2	= 1,196 yd^2	1 ft^2	= 929,03 cm^2
1 ha	= 11,960 yd^2	1 yd^2	= 4046,9 m^2
1 ha	= 2,471 acre	1 acre	= 0,4047 ha

VOLUMEN

1 cm^3	= 0,06102 cu.in	1 cu.in	= 16,39 cm^3
1 dm^3	= 61,024 cu.in	1 cu.ft	= 28,317 dm^3
1 m^3	= 35,315 cu.ft	1 cu.ft	= 0,02832 m^3
1 m^3	= 1,308 cu.ft	1 cu.yd	= 0,7646 m^3
1 l	= 0,2642 US.gal	1 US.gal	= 3,785 l
1 m^3	= 264,17 US.gal	1 US.gal	= 0,003785 m^3

Unidades - cu.in (pulgada cúbica); cu.ft (pie cúbico); US.gal (Galón USA).

MASA

1 g	= 0,03527 oz	1 oz	= 28,350 g
1 kg	= 2,2046 lb	1 lb	= 0,4536 kg
1 t	= 2204,62 lb	1 ton.corta	= 907,18 kg
1 t	= 1,1023 ton.corta	1 ton.corta	= 0,9072 t
1 t	= 0,9842 ton.larga	1 ton.larga	= 1016,05 kg

Unidades - oz (onza); lb (libra); ton (tonelada corta o larga).

FUERZA

1 N	= 0,2248 lbf	1 lbf	= 4,448 N
1 N	= 0,122 kgf (kp)	1 kip	= 4,448 kN
		1 kgf(kp)	= 9,807 N

Unidades - lbf (libra fuerza).

CAUDAL

1 l/min	= 0,2642 gpm (US.)	1 gpm (US.)	= 3,785 l/min
1 m^3/min	= 264,17 gpm (US.)	1 gpm (US.)	= 0,003785 m^3/min
1 m^3/min	= 35,315 cfm	1 cfm	= 0,02832 m^3/min.
		1 cfm	= 1,699 m^3/h

Unidades - gpm (galones por minuto); cfm (pies cúbicos por minuto).

PRESION

1 kPa	= 0,14504 lbf/in^2	1 Bar	= 100 kPa
1 MPa	= 145,037 lbf/in^2	1 lbf/in^2	= 6,895 kPa
		1 lbf/in^2	= 0,0068905 MPa
		1 kgf/cm^2	= 98,066 kPa
		1 atm	= 101,325 kPa

ENERGIA

1 J	= 0,7376 ft.lbf	1 ft.lbf	= 1,356 J
1 J	= 0,2388 Cal	1 Cal	= 4,187 J
1 kJ	= 0,9478 BTU	1 BTU	= 1,055 kJ
1 MJ	= 0,2778 kW.h	1 kW.h	= 3,6 MJ

Unidades - BTU (Brithish Thermal Unit).

POTENCIA

1 W	= 3,412 BTU/h	1 BTU/h	= 0,2931 W
1 W	= 44,254 ft.lbf/min	1 ft.lbf/min	= 0,0226 W
1 kW	= 1,341 HP	1 HP	= 0,7457 kW

TEMPERATURA

Temperatura °K = Temperatura °C + 273,15
Temperatura °C = (Temperatura °F − 32)/1,8
Temperatura °F = 1,8 °C + 32

Unidades − °K (Grados Kelvin); °C (Grados Celsius); °F (Grados Farenheit).

ANEXO 8. PARTE DE VOLADURA

PARTE DE VOLADURA

NUMERO FECHA LOCALIZACION

Tipo de voladura_____ Tiempo total_____
Tipo de roca_____ Banco_____
Localización del sismógrafo_____ Sismógrafo_____
Distancia (m)_____ Distancia reducida_____

GEOMETRIA DE LA VOLADURA

Número de barrenos_____ Diámetro (mm)l_____
Altura de banco (m)_____ Longitud de barreno (m) _____
Inclinación (°)_____ Sobreperforación (m) _____
Piedra (m)_____ Espaciamiento (m) _____
Retacado (m)_____ Tipo de retacado _____
Número de filas_____ Núm. de Frentes libres_____

EXPLOSIVOS Y ACCESORIOS

Tipo de explosivo de fondo_____ Cantidad total (kg)_____
Encartuchado s/n_____ Diám. Cartuchos (mm) _____
Tipo explosivo de columna_____ Cantidad total (kg)_____
Encartuchado s/n_____ Diám. Cartuchos (mm) _____
Fabricante de los explosivos_____
Tipo de cebado_____ Sistema iniciación_____
Tipo de circutio, serie_____ Paralelo_____ Mixto_____
Secuencia de encendido_____
Tipo de detonadores_____ Fabricante_____
Tipo de cordón det._____ Fabricante_____

CONDICIONES ATMOSFERICAS

Cielo ❑ Despejado ❑ Nuboso ❑ Lluvia
Temperatura ❑ Calor ❑ Templado ❑ Frío
Vientos ❑ N ❑ NE ❑ E ❑ SE
❑ S ❑ SO ❑ O ❑ NO

EVALUACION DE RESULTADOS

Fragmentación ❑ Exc. ❑ M. Buena ❑ Buena ❑ Reg. ❑ Mala
Proyecciones ❑ 50 m ❑ 100 m ❑ 150 m ❑ 200 m ❑ + 200 m
Sobreexcavación ❑ 1 m ❑ 2 m ❑ 3 m ❑ 4 m ❑ + 4 m

OBSERVACIONES

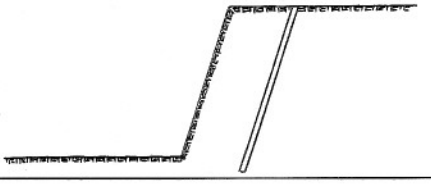
Nombre del artillero_____

Firma

NUMERO DETONADORES	NUMERO BARRENOS	CARGA MAXIMA POR BARRENO	CARGA TOTAL POR NUMERO DE RETARDO
0			
1			
2			
3			
4			
5			
6			
7			
8			
9			
10			
11			
12			
13			
14			
15			
16			
17			
18			

Cantidad total de explosivo (kg)_____
Volumen total de roca volada (m^3 b)_____
Tonelaje total de roca volada (t)_____
Consumo específico medio (kg/t o m^3)_____

ESQUEMA DE CARGA DE LOS BARRENOS



ESQUEMA EN PLANTA DE LA VOLADURA

ANEXO 9
CONCENTRACIONES LINEALES DE CARGA* PARA EXPLOSIVOS DE DIFERENTES DENSIDADES Y BARRENOS DE DISTINTO DIAMETRO

DIAMETRO DEL BARRENO		DENSIDAD DE CARGA EN g/cm³												
PULGADAS	mm	0.50	0.60	0.70	0.80	0.90	1.00	1.10	1.20	1.30	1.40	1.50	1.60	1.70
2	50.80	1.01	1.22	1.42	1.62	1.82	2.03	2.23	2.43	2.63	2.84	3.04	3.24	3.45
2-1/4	57.15	1.28	1.54	1.80	2.05	2.31	2.57	2.82	3.08	3.33	3.59	3.85	4.10	4.36
2-1/2	63.50	1.58	1.90	2.22	2.53	2.85	3.17	3.48	3.80	4.12	4.43	4.75	5.07	5.38
2-3/4	69.85	1.92	2.30	2.68	3.07	3.45	3.83	4.22	4.60	4.98	5.36	5.75	6.13	6.51
3	76.20	2.28	2.74	3.19	3.65	4.10	4.56	5.02	5.47	5.93	6.38	6.84	7.30	7.75
3-1/4	82.55	2.68	3.21	3.75	4.28	4.82	5.35	5.89	6.42	6.96	7.49	8.03	8.56	9.10
3-1/2	88.90	3.10	3.72	4.35	4.97	5.59	6.21	6.83	7.45	8.07	8.69	9.31	9.93	10.55
3-3/4	95.25	3.56	4.28	4.99	5.70	6.41	7.13	7.84	8.55	9.26	9.98	10.69	11.40	12.11
4	101.60	4.05	4.86	5.68	6.49	7.30	8.11	8.92	9.73	10.54	11.35	12.16	12.97	13.78
4-1/4	107.95	4.58	5.49	6.41	7.32	8.24	9.15	10.07	10.98	11.90	12.81	13.73	14.64	15.56
4-1/2	114.30	5.13	6.16	7.18	8.21	9.23	10.26	11.29	12.31	13.34	14.37	15.39	16.42	17.44
4-3/4	120.65	5.72	6.86	8.00	9.15	10.29	11.43	12.58	13.72	14.86	16.01	17.15	18.29	19.44
5	127.00	6.33	7.60	8.87	10.13	11.40	12.67	13.93	15.20	16.47	17.73	19.00	20.27	21.54
5-1/8	130.18	6.65	7.99	9.32	10.65	11.98	13.31	14.64	15.97	17.30	18.63	19.96	21.29	22.63
5-5/8	142.88	8.02	9.62	11.22	12.83	14.43	16.03	17.64	19.24	20.84	22.45	24.05	25.65	27.26
5-7/8	149.23	8.74	10.49	12.24	13.99	15.74	17.49	19.24	20.99	22.74	24.49	26.23	27.98	29.73
6	152.40	9.12	10.94	12.77	14.59	16.42	18.24	20.07	21.89	23.71	25.54	27.36	29.19	31.01
6-1/4	158.75	9.90	11.88	13.86	15.83	17.81	19.79	21.77	23.75	25.73	27.71	29.69	31.67	33.65
6-1/2	165.10	10.70	12.85	14.99	17.13	19.27	21.41	23.55	25.69	27.83	29.97	32.11	34.25	36.39
6-3/4	171.45	11.54	13.85	16.16	18.47	20.78	23.09	25.40	27.70	30.01	32.32	34.61	36.94	39.25
7	177.80	12.41	14.90	17.38	19.86	22.35	24.83	27.31	29.79	32.28	34.76	37.24	39.73	42.21
7-3/8	187.33	13.78	16.54	19.29	22.05	24.80	27.56	30.32	33.07	35.83	38.59	41.34	44.10	46.85
7-1/2	190.50	14.25	17.10	19.95	22.80	25.65	28.50	31.35	34.20	37.05	39.90	42.75	45.60	48.45
7-7/8	200.03	15.71	18.85	22.00	25.14	28.28	31.42	34.57	37.71	40.85	43.99	47.14	50.28	53.42
8	203.20	16.21	19.46	22.70	25.94	29.19	32.43	35.67	38.92	42.16	45.40	48.64	51.89	55.13
9	228.60	20.52	24.63	28.73	32.83	36.94	41.04	45.15	49.25	53.36	57.46	61.56	65.67	69.77
9-7/8	250.83	24.71	29.65	34.59	39.53	44.47	49.41	54.35	59.29	64.24	69.18	74.12	79.06	84.00
10-5/8	269.88	28.60	34.32	40.04	45.76	51.48	57.20	62.92	68.64	74.36	80.08	85.80	91.52	97.24
11	279.40	30.66	36.79	42.92	49.05	55.18	61.31	67.44	73.57	79.71	85.94	91.97	98.10	104.23
12-1/4	311.15	38.02	45.62	53.23	60.83	68.43	76.04	83.64	91.25	98.85	106.45	114.06	121.66	129.26
13-3/4	349.25	47.90	57.48	67.06	76.64	86.22	95.80	105.38	114.96	124.54	134.12	143.70	153.28	162.86
15	381.00	57.00	68.41	79.81	91.21	102.61	114.01	125.41	136.81	148.21	159.61	171.01	182.41	193.82
17-1/2	444.50	77.59	93.11	108.63	124.14	139.66	155.18	170.70	186.21	201.73	217.25	232.77	248.29	263.80

* Valores en kg/m.

ANEXO 10
DENSIDADES APROXIMADAS DE DISTINTOS MATERIALES

MATERIAL	Densidad suelto-banco (t/m^3)	Factor volumétrico de conversión	Porcentaje de expansión
BAUXITA	1,42 — 1,89	0,75	33%
ESCORIA	0,56 — 0,86	0,65	54%
CALIZA	1,54 — 2,61	0,59	70%
MINERAL DE URANIO	1,63 — 2,20	0,74	35%
ARCILLA:			
Estado natural	1,66 — 2,02	0,83	22%
Seca	1,48 — 1,84	0,81	25%
Húmeda	1,66 — 2,08	0,80	25%
ARCILLA Y GRAVA			
Seca	1,42 — 1,66	0,86	17%
Húmeda	1,54 — 1,84	0,84	20%
CARBON:			
Antracitoso A bocamina	1,19 — 1,60	0,74	35%
Antracitoso Lavado	1,10 — 1,48	0,74	35%
Bituminoso A bocamina	0,95 — 1,28	0,74	35%
Bituminoso Lavado	0,83 — 1,13	0,74	35%
ROCA ALTERADA:			
75% Roca, 25% Tierra	1,96 — 2,79	0,70	43%
50% Roca, 50% Tierra	1,72 — 2,28	0,75	33%
25% Roca, 75% Tierra	1,57 — 1,06	0,80	25%
TIERRA:			
Seca	1,51 — 1,90	0,80	25%
Húmeda	1,60 — 2,02	0,79	26%
Barro	1,25 — 1,54	0,81	23%
GRANITO FRAGMENTADO	1,66 — 2,73	0,61	64%
GRAVA:			
Natural	1,93 — 2,17	0,89	13%
Seca	1,51 — 1,69	0,89	13%
Seca de 6 a 50 mm.	1,69 — 1,90	0,89	13%
Mojada de 6 a 50 mm.	2,02 — 2,26	0,89	13%
ARENA Y ARCILLA	1,60 — 2,02	0,79	26%
YESO FRAGMENTADO	1,81 — 3,17	0,57	75%
MINERALES DE HIERRO:			
Hematies	2,46 — 2,91	0,85	18%
Magnetita	2,79 — 3,28	0,85	18%
Pirita	2,58 — 3,03	0,85	18%
ARENISCA	1,51 — 2,52	0,60	67%
ARENA:			
Seca	1,42 — 1,60	0,89	13%
Húmeda	1,69 — 1,90	0,89	13%
Empapada	1,84 — 2,08	0,89	13%
TIERRA Y GRAVA:			
Seca	1,72 — 1,93	0,89	13%
Húmeda	2,02 — 2,23	0,91	10%
TIERRA VEGETAL	0,95 — 1,37	0,69	44%
TACONITAS	2,43 — 4,21	0,58	73%
	3,20 — 5,61	0,57	75%
BASALTOS O DIABASAS FRAGMENTADAS	1,75 — 2,61	0,67	49%
NIEVE			
Seca	0,13 —	—	—
Húmeda	0,52 —	—	—

Fuente: Finanzauto S. A.

ANEXO 11
VELOCIDADES SISMICAS DE DIFERENTES TIPOS DE ROCAS

TIPO DE ROCA	VELOCIDAD SISMICA (m/s)
IGNEAS	
Granito	3.000 — 6.000
Granito meteorizado	1.200 — 1.600
Gabros	6.700 — 7.300
Diabasas	5.800 — 7.100
Basaltos	2.400 — 4.000
SEDIMENTARIAS	
Suelos normales	250 — 460
Suelos consolidados	460 — 600
Arenas sueltas	250 — 1.200
Mezclas de grava y tierras sueltas	450 — 1.100
Mezclas de grava y tierra consolidadas	1.200 — 2.100
Arcillas	1.000 — 2.000
Margas	1.800 — 3.500
Areniscas	1.400 — 4.500
Conglomerados	1.200 — 7.000
Morrena glaciar	1.200 — 2.100
Pizarras sedimentarias	1.200 — 2.100
Calizas	1.500 — 6.000
Dolomías	5.000 — 6.000
METAMORFICAS	
Gneis	3.000 — 6.000
Gneis meterorizado	1.200 — 1.600
Cuarcitas	5.000 — 6.000
Pizarras metamórficas	1.800 — 3.000
VARIOS	
Sal	4.500 — 6.500
Yeso	3.000 — 4.000
Anhidrita	3.000 — 6.000
Carbón	900 — 1.500
Terrenos congelados	1.200 — 2.100
Hielo	3.000 — 3.700
Agua	1.500

ANEXO 12. PERFORADORAS ROTOPERCUTIVAS CON MARTILLO EN CABEZA

MODELO	Masa (t)	DIMENSIONES			Fuente de Energía	Potencia Inst. (kW)	Potencia (kW)	MARTILLO		Energía Percusión (Julios/ golpe)	Frecuencia de golpeo (golpes/ min)	DIAMETRO		AIRE DE BARRIDO		Profundidad máxima de perforación (m)
		Longitud (m)	Anchura (m)	Altura (m)				Veloc. Rotación (r/min)	Par (Nm)			Boca (mm)	Varillaje (mm)	Caudal (m^3/min)	Presión (MPa)	
ATLAS COPCO																
400 A 00	4,45	6,01	2,40	1,30	Compr. remolc.18 m^3 0,7 MPa		10	60	800		1980	45-89	38	4	0,7	5 * 3,00
401 A 00	4,46	6,01	2,40	1,30	Compr. remolc. 21 m^3 0,7 MPa		10	95	295		2340	45-89	38	3	0,7	5 * 3,00
402 A 00	4,40	6,01	2,40	1,30	Compr. remolc. 12 m^3 0,7 MPa		8	0-300	120		2460-3060	45-76	32 38	2,7	0,7	5 * 3,00
402 A 01	4,47	7,10	2,40	2,98	Compr. remolc. 12 m^3 0,7 MPa		8	0-300	120		2460-3060	38-76	32 38	2,7	0,7	5 * 3,00
408 A 00	4,34	7,10	2,40	2,98	Compr. remolc. 10 m^3 0,7 MPa		8	210	120		2160	38-76	32 38	3,5	0,7	5 * 3,00
408 A 01	4,42	7,10	2,40	2,98	Compr. remolc. 10 m^3 0,7 MPa		8	210	120		2160	38-76	32 38	3,5	0,7	5 * 3,00
408 A 01	4,42	7,10	2,40	2,98	Compr. remolc. 10 m^3 0,7 MPa		8	210	120		2160	38-76	32 38	3,5	0,7	5 * 3,00
409 A 00	4,32	7,10	2,40	2,98	Compr. remolc. 12 m^3 0,7 MPa		10	210	120		2100	38-89	32 38	4	0,7	5 * 3,00
409 A 01	4,42	7,10	2,40	2,98	Compr. remolc. 12 m^3 0,7 MPa		10	210	120		2100	38-89	32 38	4	0,7	5 * 3,00
512 HC 00	6,10	6,94	2,42	2,70	Diesel comp. integrado	69		0-200	500	270	2400-3600	48-76	32 38	3	0,7	5 * 3,00
512 HC 01	5,85	8,00	2,42	2,98	Diesel comp. integrado	69		0-200	200	270	2400-3600	48-64	32	3	0,7	5 * 3,00
642 HC 00	8,00	7,75	2,39	2,90	Diesel comp. integrado	82		0-200	500	270	2400-3600	48-102	32 38 45	4,2	0,7	7 * 3,60
642 HC 10	9,00	7,75	3,00	3,00	Diesel comp. integrado	82		0-200	500	270	2400-3600	48-102	32 38 45	4,2	0,7	7 * 3,60
642 HC 01	8,25	11,65	2,44	2,72	Diesel comp. integrado	82		0-200	500	270	2400-3600	48-102	32 38 45	4,2	0,7	5 * 3,60
742 HC 00	11,40	7,75	2,44	2,80	Diesel comp. integrado	125		0-200	700	270	2400-3600	48-115	38 45	6,2	1,05	7 * 3,60
742 HC 01	11,80	11,20	2,44	2,80	Diesel comp. integrado	125		0-200	700	270	2400-3600	48-115	38 45	6,2	1,05	7 * 3,60
742 HC 02	12,10	7,75	2,44	2,80	Diesel comp. integrado	125		0-200	700	270	2400-3600	48-115	38 45	6,2	1,05	7 * 3,60
742 HC 03	12,00	11,20	2,44	3,40	Diesel comp. integrado	125		0-200	700	270	2400-3600	48-115	38 45	6,2	1,05	7 * 3,60
742 HC 10	11,80	7,75	2,85	3,05	Diesel comp. integrado	125		0-200	700	270	2400-3600	48-115	38 45	6,2	1,05	7 * 3,60
742 HC 11	12,20	11,20	2,85	3,05	Diesel comp. integrado	125		0-200	700	270	2400-3600	48-115	38 45	6,2	1,05	7 * 3,60
742 HC 12	12,50	7,75	2,85	3,05	Diesel comp. integrado	125		0-200	700	270	2400-3600	48-115	38 45	6,2	1,05	7 * 3,60
842 HC 00	11,60	7,75	2,44	2,80	Diesel comp. integrado	125		0-150	850	350	2100-2880	76-127	45 51	7,2	1,05	7 * 3,60
842 HC 01	12,00	11,20	2,44	2,80	Diesel comp. integrado	125		0-150	850	350	2100-2880	76-127	45 51	7,2	1,05	7 * 3,60
842 HC 02	12,30	7,75	2,44	2,80	Diesel comp. integrado	125		0-150	850	350	2100-2880	76-127	45 51	7,2	1,05	7 * 3,60
842 HC 10	12,00	7,75	2,85	3,05	Diesel comp. integrado	125		0-150	850	350	2100-2880	76-127	45 51	7,2	1,05	7 * 3,60

INGERSOLL-RAND																
LN 100	2,45	4,95	1,75	1,35	Compr. remolcado 10 m³/min			0-150	284		1600	44-64	32	7		
CN 345/VL 141	4,65	5,23	2,31	1,25	Compr. remolcado 21 m³/min			0-150	300		2100	64-140	38	7		
ECH 350	5,85	7,91	2,43	1,25	Compr. remolcado 21 m³/min			0-150	300		2100	64-140	38	7		
LMKG 301 C	6,50	7,50	2,80	2,45	Diesel comp. integrado	82		0-180	280		3000	51-76	32	3,5	0,7	
LNAC 401 C	8,50	7,56	2,57	3,02	Diesel comp. integrado	105		0-200	460	343	2600	64-90	38	5	0,7	6 * 3,05
LNAG 401 C	9,40	9,00	2,93	3,00	Diesel comp. integrado	105		0-200	460	343	2600	64-90	38	5	0,7	6 * 3,05
LHEAG 401 C	9,70	9,00	2,93	3,00	Diesel comp. integrado	105		0-200	460	343	2600	64-90	38	5	0,7	6 * 3,05
LMAC 500 C	9,30	8,30	2,56	3,00	Diesel comp. integrado	125		0-200	590	362	2600	64-102	45	6,9	0,7	6 * 3,66
LMEAC 500 C	10,50	9,00	2,56	3,20	Diesel comp. integrado	125		0-200	590	362	2600	64-102	45	6,9	0,7	6 * 3,66
LMEAG 500 C	10,30	9,00	2,79	3,00	Diesel comp. integrado	125		0-200	590	362	2600	64-102	45	6,9	0,7	6 * 3,66
LMEAG 500	10,30	9,00	2,79	3,00	Diesel comp. integrado	125		0-200	590	362	2600	64-102	45	6,9	0,7	6 * 3,66
LMEAC 600 C	15,00	9,00	2,45	3,30	Diesel comp. integrado	213		0-150	800	530	2300	76-127	51	10,2	1,05	7 * 3,66
LMEAG 600 C	15,00	9,00	2,45	3,30	Diesel comp. integrado	213		0-150	800	530	2300	89-127	51	10,2	1,05	7 * 3,66
LNAC 620 C	16,00	10,30	2,43	3,30	Diesel comp. integrado	213		0-150	800	530	2300	89-127	51	10,2	1,05	7 * 3,66
MONTABERT																
12 5 CH	9,40	5,10	2,40	3,20	Diesel comp. integrado	92		100-260	670	325	2900	38-76	28-38	5	0,7	7 * 3,05
12 5 CL	9,00	8,00	2,40	3,06	Diesel comp. integrado	92		120-220	800	295	3600	51-102	32-45	5	0,7	7 * 3,05
10 170 CL	11,30	8,20	2,50	3,20	Diesel comp. integrado	125		120-220	800	295	3600	51-102	32-45	7	0,7	7 * 3,66
10 170 CX	11,90	7,50	2,60	3,20	Diesel comp. integrado	125		80-160	1250	525	2400	64-115	38-51	7	0,7	7 * 6,10
10 170 CX SP	13,00	7,50	2,60	3,20	Diesel comp. integrado	125		80-160	1250	525	2400	64-115	38-51	7	0,7	7 * 6,10
TAMROCK																
DHA 550	9,30	9,20	2,40	2,50	Diesel comp. integrado	106	15,5	220	630	250	3700	51-89	32,38 y 45	5,5	1,0	32
CHA 660	10,00	9,20	2,40	2,60	Diesel comp. integrado	125	17,5	200	1040	310	3200	64-102	38,45 y 51	7	1,0	32
CHA 1100	14,30	9,00	2,60	2,60	Diesel comp. integrado	224	25	150	1340	595	2200	89-152	45 y 51	10,5	1,0	25
Commando 100	2,00	4,40	1,80	2,20	Diesel comp. integrado	23	3,5	300	100	50	4080	22-45	19 y 22	0,8	0,7	6
Commando 300	4,40	4,50	2,30	2,70	Diesel comp. integrado	48	8	300	245	160	3000	38-64	25 y 32	2,5	0,7	10-15
Commando 500	8,50	7,90	2,40	2,30	Diesel comp. integrado	82	15,5	220	400	250	3700	51-89	32 y 38	3,5/4,5	0,7	15-20
Tamrock 2000	35,00	12,50	4,30	4,10	Diesel comp. integrado	256	32	75	2600	970	2100	152-177	Tubos 127	17,4	0,7	42
Tamrock 4000	65,00	11,50	4,70	4,70	Eléctrico	250+200	65	50	4500	2250	1740	151-229	152-165	34	0,7	38

842 HC 11	12,40	11,20	2,85	3,05	Diesel comp. integrado	125		0-150	850	350	2100-2880	76-127	45 51	7,2	10,5	7 * 3,60
842 HC 12	12,70	7,75	2,85	3,05	Diesel comp. integrado	125		0-150	850	350	2100-2880	76-127	45 51	7,2	10,5	7 * 3,60
842 HC 10 LM	13,00	9,72	2,75	3,02	Diesel comp. integrado	125		0-150	850	350	2100-2880	76-127	45 51	7,2	10,5	7 * 3,60
942 HP	17,80	11,33	2,93	3,17	Diesel comp. integrado	210		0-300	250	700	2400-3600	102-127	51	10,5	10,5	7 * 6,00
BOEHLER																
TC 110 H	3,30	5,60	2,10	1,20	Compr. remolcado 18 m^3	77	9,5	150	255		1680	45-89	38	3,5	7	8 * 3,00
TC 112 F	6,80	7,20	2,30	2,10	Diesel	72	14	318	800		3480	45-89	32-45	3,5	7	8 * 3,00 / 3,60
TC 112 A	7,00	9,40	2,30	2,40	Diesel	72	14	318	800		3480	45-89	32-45	3,5	7	8 * 3,00 / 3,60
TC 118	12,00	8,10	2,50	2,90	Diesel	125	16	198	720		2520	76-115	38-51	8,3	9	9 * 3,60
TC 122 H	13,00	9,10	2,90	2,50	Diesel	128	16	198	720		2520	76-115	38-51	9	9	9 * 3,60
TC 124 G	13,00	9,10	2,90	2,50	Diesel	135	19,5	198	800		2450	89-127	45-51	9	9	9 * 3,60
FURUKAWA																
PCR 200 A	5,00	5,89	2,39	1,25	Compr. remolcado 21 m^3		8	0-300	140	280	1600	61-102	38-45	5	7	30
HCR 6	5,96	6,75	2,30	2,40	Diesel	79	10	0-300	300	217-260	2600-3100	45-76	32-38	3	7	5 * 3,05
HCR 6 A	5,98	8,75	2,30	3,00	Diesel	79	10	0-300	300	217-260	2600-3100	45-76	32-38	3	7	5 * 3,05
HCR 180	8,30	7,55	2,40	2,70	Diesel	98	10	0-300	470	280	2500	64-89	38-45	4	7	6 * 3,05
HCR 180 R	8,30	7,55	2,40	2,70	Diesel	98	10	0-300	470	280	2500	64-89	38-45	4	7	5 * 3,05
HCRC 300	11,90	8,30	2,33	2,98	Diesel	130	12	0-200	490	350	2000-2500	64-102	38-45	7	7	7 * (3,05 / 3,66)
HCRCE 300	11,90	8,30	2,33	2,98	Diesel	130	12	0-200	490	350	2000-2500	64-102	38-45-51	7	7	5 * (3,05 / 3,66)
HCRD 9 DS	8,95	8,00	2,40	2,75	Diesel	99	12	0-250	470	256-336	2300-2800	65-90	38-45	5	10,5	6 * (3,05 / 3,66)
HCR 9 D	9,10	8,50	2,40	2,75	Diesel	98	12	0-250	470	256-336	2300-2800	65-90	38-45	5	10,5	6 * (3,05 / 3,66)
HCR 9 E	9,00	8,90	2,40	2,50	Diesel	98	12	0-250	470	256-336	2300-2800	65-90	38-45	5	10,5	6 * (3,05 / 3,66)
HCR 12 D	11,60	9,00	2,40	2,80	Diesel	136	17	0-200	900	338-464	2200-2800	75-100	38-45-51	6,8	10,5	6 * (3,05 / 3,66)
HCR 12 ER	11,85	9,00	2,40	2,80	Diesel	136	17	0-200	900	338-464	2200-2800	75-100	38-45-51	6,8	10,5	6 * (3,05 / 3,66)
HCR 15 ED	15,00	9,00	2,45	3,00	Diesel	214	18	0-150	1100	582-467	2200-2800		51	10	10,5	7 * (3,05 / 3,66)
GARDNER DENVER																
ATD 3800 S	6,00	5,01	2,50	1,76	Compr. remolcado											
SCH 3500 BV 1	11,00	4,26	2,44	2,42	Diesel	114	17,09	0-300	678	X	X	X	38-44,5	5,1	10,5	4 * 3,60
SCH 2500	11,00	4,26	2,44	2,42	Diesel	114	11,3	0,150	345	X	X	X	X	X	X	X

ANEXO 13. PERFORADORAS ROTOPERCUTIVAS CON MARTILLO EN FONDO

MODELO	Masa (t)	DIMENSIONES			Energía Diesel-Eléctrica	Potencia Inst. (kW)	MARTILLO					DIAMETRO		AIRE DE BARRIDO		Profundidad máxima de perforación (m)
		Longitud (m)	Anchura (m)	Altura (m)			Pot. (kW)	Velo. Rotación (r/min)	Par (Nm)	Energía Percusión (J/golp.)	Frecuencia de golpeo (golp./min)	Boca (mm)	Tubo (mm)	Caudal (m^3/min)	Presión (MPa)	
ATLAS COPCO																
403 A OO	4,5	6,01	2,4	1,3	Comp. remolc. 12 m^3 1,2 MPa			0-60	800		1380-2460	85-100	tubo 50	10,8-19,5	0,6-1,2	8 * 3,00
404 A 00	4,5	6,01	2,4	1,3	Comp. remolc. 21 m^3 2,0 MPa			0-60	1520		1500-2400	105-140	tubo 76	7-20	0,6-2,0	8 * 3,00
405 A 00	4,6	6,01	2,4	1,3	Comp. remolc. 25 m^3 2,6 MPa			0-60	1520		1080-1680	130-140	tubo 89	10,8-21	0,6-2,5	8 * 3,00
404 AHF	4,9	6,01	2,4	1,3	Comp. remolc. 21 m^3 2,0MPa			0-60	2000		1500-2400	105-140	tubo 76	7-20	0,6-2,0	8 * 3,00
830 HC3	13,4	7,5	2,85	3,4	Diesel comp. integrado	125		80	240			85-140	tubo 76 89	8,4	1,4	7 * 4,00
																martillo 3 pulgadas
830 HC4	13,4	7,5	2,85	3,4	Diesel comp. integrado	125		80	240			85-140	tubo 76 89	8,4	1,4	7 * 4,00
																martillo 3 pulgadas
830 HC5	13,4	7,5	2,85	3,4	Diesel comp. integrado	125		80	240			85-140	tubo 76 89	8,4	1,4	7 * 4,00
																martillo 3 pulgadas
BOEHLER																
TC 110 D	3,3	5,6	2,1	1,2	Comp. remolcado	21-18	-	0-90	2020			95-115	76-89			8 * 3,00
TC 111 LC	5,3	6	2,4	2,7	Diesel	30	-	0-78	1580			90-115	76-89			8 * 3,00
TC 111 CB	6,2	6	2,4	2,7	Diesel	72	-	0-78	1580			90-95	76	6,5	1,0	8 * 3,00
TC 122 DHD	13	8,5	2,9	2,5	Diesel	137	26	30-180	2500			95-115	76-89	9	1,3	9 * 3,76
TC 122 DHD	13,2	8,5	2,9	2,5	Diesel	185	26	30-180	2500			95-127	76-89	12,4	1,4	9 * 3,76
TC 222 1214	22	7,2	4,2	3,5	Diesel-Eléctrico	203	-	75-105	4500-6000			105-127	89-114	12,4	1,4	11 * 6,00
TC 222 1414	24	7,8	4,2	3,5	Diesel-Eléctrico	228	-	75-105	4500-6000			115-127	89	14	1,4	11 * 6,00
TC 222 2118	26	8	4,2	3,5	Diesel	288	-	55-75	6000-6800			127-150	114-127	21	1,8	7 * 6,00
TC 222 2824	29	9	4,2	3,5	Diesel	428	-	52-55	6800-8700			165-300	127	28	2,4	7 * 6,00
EUROFOR																
EF 90 500 R	7,5	5,29	2,2	2,5	Diesel + compresor	66		64-113	1880-3350			115-230	76-89	12	1,4	50
EF 90 100 R	7,5	5,29	2,2	2,5	Diesel + compresor	66		33-58	4300-7700			115-380	76-89	21	2,5	100
FURUKAWA																
PCR 200 FD	5	5,89	2,39	1,25	Comp. remolcado 21 m^3			0-60	2600			115-140	76-89	21	0,7-2,5	35
INGERSOLL-RAND																
LM 100	2,45	4,95	1,75	1,35	Comp. remolcado				967			93-114				
CH 345/VL 140	4,65	5,23	2,31	1,25	Comp. remolcado				307			105-140				
ECH 350	5,85	7,91	2,43	1,25	Comp. remolcado				307			105-140				
ECH 360	9,01				Comp. a bordo	160			307			105-140		12	1,3	

ANEXO 14. PERFORADORAS ROTATIVAS DE PEQUEÑO DIÁMETRO

MODELO	Masa (t)	DIMENSIONES			Fuente de Energia	Potencia Instalada (kW)	Empuje Efectivo (kN)	Velocidad Rotación (r/min)	Par (Nm)	DIAMETRO		AIRE DE BARRIDO		Profundidad máxima de perforación (m)
		Longitud (m)	Anchura (m)	Altura (m)						Boca (mm)	Varillaje (mm)	Caudal (m^3/min)	Presión (MPa)	
BOEHLER														
TC 122 RD	13,4	8,5	2,9	2,5	Diesel	137	60	24-138	3150	95-115	76-89	9	13	33,8
TC 222 1007	21	7,2	4,2	3,5	Diesel-Eléctrico	146	110	105-150	3000-4500	95-115	76-89	10,5	7	11 * 6,00
TC 222 1214	22	7,2	4,2	3,5	Diesel-Eléctrico	203	110	75-105	4500-6000	105-127	89-114	12,4	14	11 * 6,00
TC 222 2118	26	8	4,2	3,5	Diesel	288	110	55-75	6000-8000	127-150	114-127	14	18	7 * 6,00
FURUKAWA														
HD 90 500R	7,5	5,39	2,2	2,5	Diesel	66	27	64-113	1880-3950	< 450				sin compresor abordo
HD 90 1000R	7,5	5,39	2,2	2,5	Diesel	66	27	58-104	3350-7770	< 450				sin compresor abordo
HAUSHERR														
HBM 60	13,5	6,3	X	3,7	D o E	104-235	60	0-100	3610	80-152	68-89	8,2-18,6	7-20	36
HBM 70	14	7,1	X	3,45	D o E	54	80	0-125	3690	90-165	68-89			sin compresor abordo 36
HBM 80	18,5	7,1	X	3,2	D o E	140-235	80	0-125	4980	90-165	68-89	11-18,6	7-20	42
HBM 80 RD	18,5	7,1	X	3,45	D o E	140-235	80	0-90	3690	90-165	68-89	11-18,6	7-20	42
HBM 120	24	7,55	X	3,9	D o E	140-470	120	0-125	6900	95-165	80-114	12,5-31	7-25	42
HBM 120 RD	24	7,3	X	3,55	D o E	140-470	120	0-125	4980	95-165	80-114	12,5-31	7-25	42
HBM 160	28	13,3	X	4,4	D o E	210-470	160	0-100	6900	130-180	102-127	16,8-31	7-25	56
HBM 230	40	13,85	X	5,23	D o E	210-470	230	0-84	8240	159-279	102-140	16,8-34	7	56
HBM 300	60	13,85	X	5,23	D o E	210-470	340	0-120	10000	200-311	114-168	16,8-34	7	56

ANEXO 15. PERFORADORAS ROTATIVAS DE GRAN DIÁMETRO

MODELO	Diámetro de Perforación		Long. Tubería		Capacidad Carrusel (opcional)	Masa Perforadora		Caudal Compresor		Presión de Aire		Empuje Máximo		Velocidad de Rotación (r/min)	Par de Rotación Máximo		Unidad Motriz (opcional)	Tren de Rodaje O-Orugas N-Neumáticos
	(Pulgadas)	(mm)	(Pies)	(m)		(libras)	(kg)	($pies^3$/min)	(m^3/min)	(lb/$pulg^2$)	(kPa)	(libras)	(kN)		(libras/pie)	(N.m)		
BUCYRUS-ERIE																		
34-R	6-9	152-229	25	7,5	4	80000	36288	750	21,2	100	689,5	40000	176	134	46000**	5197	Diesel/Eléctrica	O
35-RII	6-9	152-229	25	7,5	4	85000	38556	900	25,5	100	689,5	45000	198	134	46000**	5197	Diesel/Eléctrica	O
36-R	7 7/8 - 11	200-279	30	9	4	105000	47628	900	25,5	100	689,5	60000	264	135	120000**	13558	Diesel/Eléctrica	O
37-R	9 - 12 1/4	229-311	35	10,5	4	150000	68040	1200	34,0	100	689,5	75000	330	135	120000**	13558	Diesel/Eléctrica	O
45-RIV	6 3/4 - 11	171-279	55	16,5	1 (3)	195000	88452	1450	41,0	65	448,2	80000	352	123	8100	10809	Eléctrica/Diesel	O
47-RII	6 3/4 - 12 1/4	171-311	55	16,5	1 (3)	195000	88452	1450	41,0	65	448,2	90000	396	123	10400	13878	Eléctrica/Diesel	O
49-RII 100	9 7/8 - 12 1/4	251-311	60	18	1 (4)	260000	117936	1600	45,3	65	448,2	100000	440	130	10500	14011	Eléctrica/Diesel	O
49-RII 120	9 7/8 - 15	251-381	60	18	1 (4)	280000	127008	2150	60,8	65	448,2	120000	528	125	12400	16547	Eléctrica/Diesel	O
59-R 130	10 3/4 - 17 1/2	273-445	60	18	1 (2)	300000	136080	3440	97,4	65	448,2	130000	572	110	15300	20416	Eléctrica	O
60-RIV	9 - 15	229-381	50	15	1 (3)	281000	127462	1600	45,3	65	448,2	125000	550	121	11500	15346	Eléctrica	O
61-RIV	12 1/4 - 17 1/2	311-445	50	15	1 (3)	281000	127462	1800 (2)	50,9	65	448,2	128000	563	121	23000	30691	Eléctrica	O
65-R	hasta 15	hasta 381	50	15	1 (3)	325000	147420	1600	45,3	65	448,2	155000	682	145	13000	17347	Eléctrica/Diesel	O
67-R	hasta 17 1/2	hasta 445	50	15	1 (3)	340000	154224	1800 (2)	50,9	65	448,2	160000	704	145	26000	34694	Eléctrica	O
DAVEY KENT																		
M8	4 3/4 - 7 3/8	121-187	32,5	9,8	1	50000	22680	500	14,2	100	689,5	30000	132	250	32000	42701	Diesel	N
DRESSER/MARION																		
M-3B	9 - 12 1/4	229-311	50	15	3	265000	120204	1000	28,3	40	275,8	100000	440	138	17736	23667	Eléctrica/Diesel	O
M4B	9 7/8 - 15	251-381	55	16,5	3	305000	138348	1310	37,1	40	275,8	130000	572	136	19508	26031	Eléctrica/Diesel	O
DRILTECH																		
D50KS	5 - 9 7/8	127-251	30	9	6	96000	43546	900	25,5	100	689,5	50000	220	158	87000	116093	Diesel	O
D60KS	7 7/8 - 10 5/8	200-270	35	10,5	4	120000	54432	1300	36,8	100	689,5	60000	264	118	105180	140352	Diesel	O
D75KS	9 7/8 - 12 1/4	251-311	35	10,5	4	135000	61236	1300	36,8	100	689,5	75000	330	118	124700	166400	Diesel	O
D90KS	9 7/8 - 13 3/4	251-349	40	12	4 (2)	240000	108864	1600	45,3	100	689,5	90000	396	142	149568	199584	Diesel	O
HARNISCHFEGER P&H (GARDNER-DENVER)																		
GD-70H	hasta 15	hasta 381	32,5	9,8	2 (4,6)	240000	108864	1240	35,1	55	379,2	90000	396	105	9725	12977	Eléctrica/Diesel	O
GD-70XH	hasta 15	hasta 381	32,5	9,8	2 (4,6)	240000	108864	1240	35,1	55	379,2	110000	484	150	9725	12977	Eléctrica/Diesel	O
GD-100	hasta 17 1/2	hasta 445	50	15	1 (4)	250000	113400	1450	41,0	55	379,2	125000	550	113	12700	16947	Eléctrica/Diesel	O
GD-120	hasta 22	hasta 559	50	15	1 (3)	300000	136080	1480	41,9	55	379,2	150000	660	120	na		Eléctrica/Diesel	O
INGERSOLL-RAND																		
DM30	5 1/8 - 6 3/4	130-171	30	9	2 (4)	63000	28577	450	12,7	125	861,9	30000	132	200	5400	7206	Diesel	O
T4BH	5 1/8 - 7 7/8	130-200	25	7,5	6	55000	24948	750	21,2	150	1034,3	37000	163	200	6600	8807	Diesel	N
DM45E	5 1/8 - 7 7/8	130-200	25	7,5	6	70000	31752	750	21,2	150	1034,3	45000	198	200	6200	8273	Diesel	O
DM50E	7 7/8 - 8 7/8	200-225	25	7,5	4 (6)	70500	31979	900	25,5	150	1034,3	50000	220	130	7165	9561	Diesel	O
DM-L	6 - 9 7/8	152-251	25	7,5	5	85000	38556	750	21,2	110	758,5	60000	264	120	7200	9608	Diesel	O
T5BH	9 - 9 7/8	229-251	24	7,2	4 (6)	99000	44906	1200	34,0	150	1034,3	60000	264	155	8640	11529	Diesel	N
DM-M2	9 - 11	229-279	35	10,5	2 (4)	125000	56700	1200	34,0	110	758,5	75000	330	150	8640	11529	Diesel/Eléctrica	O
DM-H	9 - 12 1/4	229-311	45	13,5	2 (4)	250000	113400	2000	56,6	110	758,5	100000	440	150	10000	13344	Eléctrica/Diesel	O
MARATHON-LE TOURNEAU (ROBBINS)																		
RRC-50	6 1/4 - 9 7/8	159-251	25	635	4	103500	46948	1000	28,3	150	1034,3	50000	220	150	na		Diesel	O
REEDRILL																		
SK-40i	5 - 7 7/8	127-200	25	635	6	90000	40824	750	21,2	100	689,5	40000	176	140	7050	9408	Diesel	O
SK-45i	6 3/4 - 9	171-229	25	635	6	95000	43092	900	25,5	100	689,5	45000	198	140	7050	9408	Diesel	O
SK-50i	6 3/4 - 9 7/8	171-251	30	762	6	98000	44453	1050	29,7	100	689,5	50000	220	140	7050	9408	Diesel	O
SK-55i	7 7/8 - 11	200-279	30	762	6	107000	48535	1250	35,4	100	689,5	55000	242	140	7050	9408	Diesel	O
SK-60	7 7/8 - 11	200-279	35	889	3	132000	59875	1250	35,4	100	689,5	60000	264	150	7040	9394	Diesel/Eléctrica	O
SK-70	7 7/8 - 11	200-279	35	889	3	132000	59875	1250	35,4	100	689,5	70000	308	150	7040	9394	Diesel/Eléctrica	O
SCHRAMM																		
T685BH	6 - 8	152-203	25	635	4	57000	25855	900	25,5	350	2413,3	35000	154	200	106000*	11976	Diesel	N
SC25M	hasta 6 1/2	hasta 165	25	635	4	54000	24494	500	14,2	150	1034,3	25000	110	200	49000 *	5536	Diesel	O
SC35M	hasta 7 7/8	hasta 200	25	635	4	64000	29030	750	21,2	100	689,5	35000	154	200	49000 *	5536	Diesel	O
SC45M	hasta 7 7/8	hasta 200	25	635	4	76000	34474	900	25,5	100	689,5	45000	198	180	60000 *	6779	Diesel	O
SC50M	hasta 9 7/8	hasta 251	25	635	4	88000	39917	900	25,5	100	689,5	50000	220	180	60000 *	6779	Diesel/Eléctrica	O
SC65M	hasta 10 5/8	hasta 270	40	1016	4	130000	58968	1200	34,0	100	689,5	65000	286	120	90000 *	10168	Diesel/Eléctica	O

* Compresor estándar. Puede estar disponible equipo opcional.

** En pulgadas - libra

ANEXO 16. TRICONOS

FABRICANTE	MODELO	CODIGO IADC	DIAMETROS		VELOCIDAD ROTACION (r/min)	FORMACION GEOLOGICA
			(Pulgadas)	(mm)		
Baker Hughes	S series	111 - 32	5 - 17 1/2	127 - 444	70 - 120	Blanda
	M series	211 - 32	" "	" "	60 - 100	Media
	H series	311 - 42	" "	" "	60 - 80	Semidura
	BH50XP	511 - 32	5 - 16	127 - 406	50 - 150	Semiblanda
	BH60XP	611 - 32	" "	" "	50 - 120	Semidura
	BH70XP	731 - 42	" "	" "	50 - 90	Dura
Dresser-Security	SS6MJA	442G	7 7/8 - 12 1/4	200 - 311	50 -150	Super Blanda
	SS8MJA	512G	7 7/8 - 12 1/4	200 - 311	50 -150	Super Blanda
	S8MJA	541G	7 7/8 - 15	200-381	50 - 140	Blanda
	M8MJA	612G	5 7/8 - 16	149 - 406	50 - 130	Media
			5 7/8 - 16	149 - 406	50 - 130	Semidura
	H8MJA	742G	6 1/4 - 17 1/2	159 - 444	50 - 100	Dura
Rockbit International	C1, C15, C17	437 - 47	5 - 17 1/2	127 - 444	60 - 160	Muy Blanda
	C2, C3, C27, C37	517 - 47	" "	" "	60 - 140	Blanda
	C4, C45, C47	617 - 27	" "	" "	40 - 75	Media
	C5, C57	627 - 37	" "	" "	35 - 70	Semidura
	C7	737	" "	" "	35 - 60	Dura
Smith Mining	Q2J	523	5 - 17 1/2	127 - 444	65 - 120	Blanda
	Q3J	533	" "	" "	65 - 90	Blanda
	Q4J	543	" "	" "	" "	Media
	Q5J	623	" "	" "	" "	Media
	Q6J	633	" "	" "	" "	Semidura
	Q7J	723	" "	" "	" "	Dura

Los autores desean expresar su más sincera gratitud a los profesionales, empresas y organismos oficiales que se citan a continuación, por sus aportaciones técnicas y colaboración, así como por el permiso para reproducir algunos datos y figuras:

— AMERIND-MACKISSIC, Inc.	G. J. Knotts
— AMOS L. DOLBI Co.	J. Petrunyak
— ANTONIO LUCENA BONNY	
— APPLEX	S. O. Olofsson
— ATLAS COPCO S.A.E.	F. Menéndez
— ATLAS POWDER COMPANY	V. A. Sterner, L. Osen y P. M. Miller
— ATLAS POWDER INTERNACIONAL	J. García Milla
— BAUER, CALDER & WORKMAN, Inc.	J. L. Workman y A. Bauer (†)
— BILL LANE Inc.	W. C. Lane
— BLASTING & MINING CONSULTANTS, Inc	J. Ludwiczak
— BUCYRUS ERIE Co.	J. D. Nelmark y G. Rekoske
— BENDESANSTALT FÜR GEOWISSENSCHAFTGEN UND ROHSTDFFE	R. Lüdeling
— CANMET	G. Larocque
— CAVOSA	R. García
— CIL INC.	S. Chung, B. Mohanty, K. C. Joyce, P. R. Day, W. K. Webster, D. Dayphinais I. Huss y K. R. Sharpe
— COMINCO Ltd.	W. Russell
— CROWSNEST RESOURCES Ltd.	R. A. Reipas
— DAVID, S. ROBERTSON & ASSOCIATES Inc.	C. Davenport
— DUPONT CANADA	D. Tansey
— E. I. DU PONT DE NEMOURS & CO.	P. D. Porter, B. L. Glenn J. R. Knudson y A. B. Andrews
— ENTRECANALES Y TAVORA, S. A.	J. Aznar
— E.T.S.I. MINAS DE MADRID	E. Muñiz y F. Pla.
— GARDNER DENVER Mining and Construction Group	
— GEOVANCA	R. Ucar
— GOLDER ASSOCIATES	T. N. Hagan, E. Hoek y Guy Le Bell
— HULLERA VASCO-LEONESA, S. A.	E. Castells
— HYDRO-QUEBEC	P. Lecomte
— IBERDUERO, S. A.	J. Fora
— ICI AUSTRALIA OPERATIONS PTY Ltd.	G. Harries, J. K. Mercery G. G. Paine
— ILMEG	S. Johansson

— INSTITUTO TECNOLOGICO GEOMINERO DE ESPAÑA	F. J. Ayala y M. Abad
— INSTITUTO SUPERIOR TECNICO DE LISBOA	C. Dinis Da Gama
— IRECO CANADA Inc.	L. de Couteur
— IRISH INDUSTRIAL EXPLOSIVES, Ltd.	J. P. Higgins
— JULIUS KRUTTSCHNITT MINERAL RESEARCH CENTRE, University of Queensland	C. K. Mckenzie y K. E. Mathews
— KAISER ENGINEERS, Inc.	G. V. Borquez
— KEMIRA OY	
KENNETH MEDEARIS ASSOCIATES	K. Medearis
— KOMETA Oy	R. Ikola
— KONTINITRO A. G.	
— L. C. LANG & ASSOCIATES, Inc.	L. C. Lang
— LEWIS L. ORIARD, Inc.	L. L. Oriard
— LKAB	L. Hermansson
— MARTIN MARIETTA LABORATORIES	D. A. Anderson y S. R. Winzer
— MCGILL UNIVERSITY	R. F. Favreau, R. E. MacLachlan W Comeau y J. C. Leighton
— MICHIGAN TECNOLOGICAL UNIVERSITY	F. O. Otuonye
— NEW JERSEY INSTITUTE OF TECHNOLOGY	W. Konon
— NITRO CONSULT, A. B.	I. Hansson
— NITRO NOBEL AB	B. Larsson, P. A. Persson M. Landberg y G. Lande
— NOBEL´S EXPLOSIVES INSTITUTE OF TECHNOLOGY	K. Nielsen
— THE OHIO STATE UNIVERSITY	R. G. Lundquist
— OY FORCIT	
— PALABORA MINING Co.	G. P. Fauquier
— PETROMIN	V. Cobeña
— PRECISION BLASTING SERVICES	C. J. Konya
— QUEEN'S UNIVERSITY	P. N. Calder
— REED MINING TOOLS, Inc	M. Suárez
— RICHARD L. ASH & ASSOCIATES	R. L. Ash
— RIETSPRUIT MINING Co.	K. I. MacDonald
— SOCIETA ESPLOSIVI INDUSTRIALI S. P. A.	G. Calarco y G. Berta
— STRØMME	A. M. Heltzen
— THERMEX ENERGY CORPORATION	R. C. Paddock
— T. PEAL, S. A.	J. Alonso y R. Arnaiz
— UNION ESPAÑOLA DE EXPLOSIVOS, S.A.	A. Iglesias y R. Blanco
— UNIVERSITY OF MISSOURI ROLLA	P. N. Worsey, R. R. Rollins y N. S. Smith
— U. S. BUREAU OF MINES TWIN CITIES. RESEARCH CENTER	L. R. Fletcher

Asimismo, se quiere dejar constancia de la labor realizada en delineación y fotografía por José María de Salas y en correcciones por Pilar García Bermúdez, Ingeniera de Minas.